MINERALURGIE

EDITURA TEHNICĂ

Conf. dr. ing. **Lucia Tocaci**, dr. ing. **Mircea Guran**, dr. ing. **Lidia Mihăilescu**,
dr. ing. **Paraschiv Ilie**, dr. ing. **Nicolae Golcea**

MINERALURGIE

VOL. I

Pregătirea pentru concentrare, metode gravitaţionale şi flotaţie

Coordonator dr. ing. **Mircea Guran**

Editura Tehnică
Bucureşti – 1985

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Lucrarea face parte din seria manualelor inginerești de referință în anumite domenii tehnice, cu pronunțat caracter aplicativ.

Mineralurgia, sau știința concentrării mineralelor, este concepută să înfățișeze cititorilor cele mai noi realizări teoretice și practice în acest domeniu.

În primul volum, lucrarea tratează, în patru părți, metodele de pregătire a materiilor prime pentru valorificare, precum și principalele metode de concentrare, cum sînt cele gravitaționale și flotația.

Prin caracterul ei de informare tehnico-științifică, lucrarea se adresează specialiștilor din industria minieră, din geologie, din industria materialelor de construcții, din industria chimică și cea metalurgică (ingineri, geologi, subingineri, maiștri și tehnicieni).

De asemenea, lucrarea poate fi utilă studenților și elevilor din institutele și școlile de specialitate, precum și tuturor celor ce doresc să cunoască problemele actuale pe care le ridică știința concentrării mineralelor.

I. 43224
Bibliotecă Geologie-Geografie
I. IV 13097

Contribuția autorilor la elaborarea lucrării:

LUCIA TOCACI	— cap. 1 și 2
LUCIA TOCACI și MIRCEA GURAN	— cap. 3,4 și 5
MIRCEA GURAN	— cap. 6 și 7
LIDIA MIHĂILESCU și NICOLAE GOLCEA	— cap. 8, 9, 10 și 11
PARASCHIV ILIE	— cap. 12, 13, 14 și 15.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

PREFAȚĂ

Concentrarea metalelor native și a mineralelor în vederea extragerii metalelor din minereuri are o vechime de peste 6500 ani.

Drumul mereu ascendent de la primii strămoși abia ieșiți din peșteri pînă la cosmonauții care au pus piciorul pe lună este impresionant.

Dintre materiile prime minerale folosite de omul primitiv au fost cele necesare pentru a-și făuri arme și obiecte casnice, printre care, descoperirile arheologice arată cremenea, corneenele, cuarțul, cuarțitul și calcarul, roci dure pentru vîrfuri de lance, săgeți, obiecte de tăiat și altele.

Necesitățile ulterioare au condus la valorificarea argilei, la început pentru olărit și apoi pentru producția de cărămidă.

Cronologic, urmează perioada construirii marilor piramide egiptene (3000 de ani î.e.n.), în care extracția și prelucrarea pietrei de construcție a ajuns la un nivel foarte ridicat.

Dintre metale, aurul, argintul și cuprul erau cunoscute în Asia și Egipt cu multe milenii înainte de era noastră.

Din lucrarea lui Georg Agricola — „De Re Metalica", din 1556 rezultă că aurul era extras prin spălarea aluviunilor.

Urmează epoca fierului, a staniului și a altor metale și substanțe minerale utile.

Epoca contemporană, epoca zborurilor cosmice, reprezintă și pentru industria minieră un maxim neprevăzut de dezvoltare.

Necesarul mereu crescînd de metale și de alte materii prime și energetice precum și epuizarea treptată a zăcămintelor și reducerea continuă a conținuturilor a condus la exploatarea și prelucrarea unor volume foarte mari de materii prime.

Veriga de legătură între minereu sau alte materii prime și procedeele de topire metalurgică sau alte utilizări a fost denumită ani de-a rîndul „Prepararea mecanică a substanțelor minerale utile".

Avînd în vedere problemele deosebite puse în fața specialiștilor în ultimii 20 de ani, pentru satisfacerea necesarului de materii prime în limitele unei eficiențe economice acceptabile, școala franceză, în frunte cu Jacques E. Astier, observă ca necorespunzătoare și depășită denumirea de „Preparare" și propune denumirea de „Mineralurgie", ca știință a concentrării mineralelor.

Această propunere se justifică prin faptul că în timp ce pînă la cel de-al doilea război mondial, materiile prime se exploatau și „preparau" din zăcăminte bogate, pentru procese metalurgice puțin exigente, în ultimele decenii, valorificarea elementelor utile are loc în condițiile unor zăcăminte sărace, uneori alterate, cu minerale fin concrescute, care pun probleme deosebite de concentrare și, pe

de altă parte, în condițiile în care metalurgia feroasă, neferoasă, de metale rare și radioactive, precum și alți beneficiari de substanțe nemetalifere și de materii prime energetice, solicită calități din ce în ce mai superioare ale produselor miniere.

Tehnica de vîrf la care s-a ajuns în toate domeniile de activitate industrială a făcut ca propunerea școlii de cercetători francezi să fie acceptată, astfel încît Comitetul Științific Internațional al Congreselor Mondiale în acest domeniu a fost de acord ca Congressul ce a avut loc în perioada 2—9 iunie 1985 la Cannes în Franța, să se intituleze: „Cel de al XV-lea Congres Internațional pentru Mineralurgie".

Printr-o plăcută coincidență, școala română, prin editarea lucrării de față, se situează în primele rînduri ale celor care se alătură acestei inițiative.

În noile condiții de necesar, zăcămînt și exigențe din partea beneficiarilor, denumirea de MINERALURGIE este mult mai științifică, mai completă față de scopul final urmărit și cu mai multe obligații și răspunderi față de cercetători și specialiști. Se deschid astfel noi orizonturi de cunoaștere a unor alte tehnologii de concentrare față de cele clasice cunoscute.

În țara noastră s-au obținut, în ultimele decenii, salturi deosebite în practica concentrării minereurilor și cărbunilor, ajungîndu-se la realizarea unor tehnologii specifice de valorificare a minereurilor sărace și foarte sărace, precum și la crearea unor capacități de producție de 7500 t/zi și linie tehnologică, față de numai 500 t/zi în 1965.

Lucrarea de față, concepută într-o serie de două volume reprezintă o sinteză a celor mai noi comunicări, publicații și realizări practice. Un mare ajutor au constituit lucrările și publicațiile unor înaintași ai școlii românești ca: prof. Gh. Marinescu, care a înființat primul laborator de cercetări în 1935 la Gura Barza — orașul Brad; prof. Huber Panu Ion și prof. Gheorghe Vanci. În ultimii ani, profesorul Luigi Dobrescu, conferențiarul Ionel Crăiescu, dr. ing. Ghiță Ilie și alții, au contribuit prin lucrările lor la menținerea și ridicarea pe o treaptă superioară a școlii românești de concentrare a substanțelor minerale utile.

Avînd în vedere necesarul mereu crescînd de materii prime minerale, autorii lucrării apreciază că datele sintetizate din cele mai noi realizări teoretice și practice din experiența proprie și mondială, vor contribui la o mai bună înțelegere și la o recunoaștere a complexității problemelor pe care le ridică în prezent Mineralurgia.

Dr. ing. MIRCEA GURAN

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY

CUPRINS

Prefață 3
Introducere 9

Partea întîi. **MATERII PRIME MINERALE, PRINCIPIILE, CLASIFICAREA OPERAȚIILOR ȘI INDICATORII DE PREPARARE** 13

Cap. 1. **Materii prime minerale, condiții de calitate** 14

1.1. Despre resursele minerale ale Terrei, estimări și perspective 14
1.2. Substanțe minerale utile, noțiuni fundamentale 18
1.2.1. Minerale și roci 18
1.2.2. Zăcăminte de substanțe minerale utile 26
1.2.3. Minereuri 30
1.2.4. Combustibili 32
1.3. Condiții de valorificare a zăcămintelor de substanțe minerale utile 35
1.4. Materii prime minerale utilizate în metalurgia extractivă 39
1.5. Principii de bază ale preparării substanțelor minerale utile 42
1.5.1. Condiții de calitate impuse materiilor prime utilizate industrial și necesitatea preparării lor 42
1.5.2. Alegerea tehnologiei de preparare a unei substanțe minerale utile 45
1.6. Clasificarea operațiilor de preparare a substanțelor minerale utile 49
1.6.1. Operații de modificare sau îmbunătățire a granulației substanțelor minerale 49
1.6.2. Operații de ameliorare a conținutului în util sau a compoziției chimico-mineralogice a substanțelor minerale și operații auxiliare. 51
1.7. Indicatorii utilizați în prepararea substanțelor minerale utile 52
1.7.1. Indicatori de preparare 52
1.7.2. Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii unui singur concentrat 54
1.7.3. Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii mai multor concentrate 57
1.7.4. Calculul indicatorilor tehnico-economici pentru cărbuni 61

Cap. 2. **Proprietățile substanțelor minerale și rolul lor în operațiile de preparare** . . . 65

2.1. Proprietățile specifice ale minereurilor 65
2.2. Proprietățile specifice ale cărbunilor 71
Bibliografie 76

Partea a doua. **OPERAȚIILE DE PREGĂTIRE PENTRU CONCENTRARE** 77

Cap. 3. **Factori de influență și principii ale proceselor de mărunțire** 78

3.1. Factori de influență a mărunțirii 78
3.2. Principiile proceselor de mărunțire 80

Cap. 4. **Sfărîmarea** 85

4.1. Clasificarea mașinilor de sfărîmare 86
4.2. Concasoare cu fălci 87
4.2.1. Concasoare cu mișcare simplă a fălcii 88
4.2.2. Concasoare cu mișcare compusă a fălcii 89

BCU CLUJ / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

4.2.3. Calculul parametrilor și date de proiectare 94
4.2.4. Tipuri noi de concasoare cu fălci 98
4.3. Concasoare conice 101
4.3.1. Tipuri constructive 101
4.3.2. Calculul parametrilor și date de proiectare 102
4.4. Concasoare cu ciocane 111
4.4.1. Construcție și funcționare 111
4.4.2. Determinarea parametrilor principali 114
4.5. Concasoare cu impact 114
4.5.1. Construcție și funcționare 114
4.5.2. Determinarea parametrilor principali 115
4.6. Concasoare cu cilindri (cu valțuri) 118
4.6.1. Construcție și funcționare 118
4.6.2. Determinarea perametrilor principali 120
4.7. Alte utilaje de sfărîmare 121
4.7.1. Șteampuri 121
4.7.2. Dezintegratoare 124
4.7.3. Tromel-concasor 125
4.7.4. Mori cu valțuri (mori chiliene) 126

Cap. 5. **Măcinarea** 127

5.1. Clasificare și variante constructive 127
5.2. Mori tubulare cu bile 128
5.2.1. Parametri și principii de funcționare 130
5.3. Mori tubulare cu bare 141
5.4. Mori autogene 141
5.4.1. Tipuri constructive 143
5.4.2. Determinarea parametrilor principali 145
5.5. Căptușeala morilor cu bile și autogene 148
5.6. Tendințe noi în procesele de sfărîmare 150
5.7. Scheme de sfărîmare și măcinare 151

Cap. 6. **Clasarea volumetrică** 157

6.1. Analize granulometrice și site standard 157
6.2. Caracteristicile granulometrice și ecuațiile lor 159
6.3. Mărimea particulelor 168
6.4. Principiile clasării volumetrice 170
6.4.1. Factorii care influențează ciuruirea 171
6.4.2. Ecuațiile procesului de clasare 172
6.5. Aparate de clasare volumetrică 173
6.5.1. Grătare 174
6.5.2. Ciururi 177

Cap. 7. **Clasarea simptotică** 191

7.1. Bazele teoretice ale clasării simptotice 191
7.1.1. Rezistența dinamică a fluidelor 193
7.1.2. Expresiile vitezei limite 195
7.1.3. Mișcarea granulelor în condiții stînjenite 197
7.1.4. Grăunți simptotici 198
7.2. Randamentul clasării hidraulice 200
7.3. Clasoare gravitaționale cu evacuare hidraulică 200
7.3.1. Conuri clasoare 200
7.3.2. Clasoare hidraulice cu camere multiple (clasoare piramidale) 202
7.4. Clasoare gravitaționale mecanice 203
7.4.1. Principii de funcționare a clasoarelor gravitaționale mecanice propriu-zise 204
7.4.2. Clasoare mecanice cu greble 205
7.4.3. Clasoare mecanice cu spirale 208
7.4.4. Clasoare mecanice cu cuvetă și hidroseparatoare 210
7.4.5. Clasoare hidrooscilatoare 212

BCU IAȘI

7.5. Clasoare centrifugale cu evacuare hidraulică 212
7.5.1. Hidrociclonul 212
7.5.2. Clasoare mecanice centrifuge 215
7.6. Alte aparate moderne de clasare umedă 216
7.6.1. Clasorul Lavodune și Lavoflux 217
7.6.2. Clasorul Rheax 217
7.7. Clasoare pneumatice 218
7.7.1. Camera de desprăfuire 218
7.7.2. Clasorul gravitațional cu curent vertical de aer 219
7.7.3. Clasorul ciclon 219
7.7.4. Separatrul pneumatic centrifugal 221
7.7.5. Clasoare pneumatice moderne 221

Bibliografie 223

Partea a treia. **CONCENTRAREA GRAVITAȚIONALĂ**

Cap. 8. **Concentrarea în medii dense** 226

8.1. Bazele teoretice ale preparării în medii dense 226
8.1.1. Clasificarea mediilor dense 226
8.1.2. Condiții impuse mediilor dense 228
8.2. Tipuri constructive de separatoare cu medii dense 236
8.2.1. Separatoare pentru granulație mare 236
8.2.2. Separatoare pentru granulație măruntă 244
8.3. Circuite de preparare în medii dense 248
8.4. Rezultate industriale la prepararea în medii dense a cărbunilor 260

Cap. 9. **Concentrarea în mașini de zețaj** 253

9.1. Bazele teoretice ale procesului de zețaj 253
9.2. Condiții impuse separării eficiente a cărbunilor în mașini de zețaj 260
9.3. Tipuri constructive de mașini de zețaj 265
9.4. Circuite de preparare în zețaj 277
9.5. Rezultate industriale la prepararea cărbunilor în mașini de zețaj 279

Cap. 10. **Concentrarea în curent înclinat de apă** 281

10.1. Concentrarea pe jgheaburi 281
10.1.1. Bazele teoretice ale concentrării pe jgheaburi 281
10.1.2. Tipuri constructive de jgheaburi pentru minereuri 283
10.1.3. Tipuri constructive de jgheaburi pentru cărbuni 301
10.2. Concentrarea pe mese de concentrare 306
10.2.1. Bazele teoretice ale concentrării pe mese 306
10.2.2. Aparate și instalații de concentrare pe mese 308
10.2.3. Productivitate, indici tehnico-economici și domenii de aplicare a meselor de concentrare 318

Cap. 11. **Alte procedee de concentrare gravitațională** 321

11.1. Concentrarea în curent ascendent de apă 321
11.1.1. Bazele teoretice ale concentrării în curent ascendent 321
11.1.2. Tipuri constructive de aparate cu curent ascendent de apă și rezultate industriale 322
11.2. Concentrarea în cîmp centrifugal 324
11.2.1. Principiile teoretice ale concentrării centrifugale 324
11.2.2. Utilaje și instalații folosite pentru concentrarea centrifugală 325
11.3. Concentrarea pneumatică 327
11.3.1. Bazele teoretice ale concentrării pneumatice 329
11.3.2. Tipuri constructive de mașini pentru cnocentrarea pneumatică și rezultate industriale 330

Bibliografie 338

Partea a patra. **CONCENTRAREA PRIN FLOTAȚIE**

Cap. 12. **Bazele fizico-chimice ale flotației** 340

12.1. Generalități 340
12.2. Fazele componente ale tulburelii de flotație 342
12.3. Raporturi între faze și rezultatul acestora 347
12.3.1. Umectarea și actul elementar de flotație 347
12.3.2. Fenomene electrice între faze 350
12.3.3. Adsorbția 353
12.4. Mineralizarea bulelor de aer 356
12.5. Cinetica procesului de flotație 361

Cap. 13. **Reactivi de flotație** 365

13.1. Clasificarea reactivilor de flotație 365
13.2. Formele principale de acționare a reactivilor de flotație cu mineralele și bulele de aer 366
13.2.1. Acțiunea reactivilor cu mineralele 366
13.2.2. Acțiunea reactivilor cu bulele de aer 370
13.3. Reactivi colectori 371
13.4. Reactivi spumanți, spume de flotație 382
13.5. Reactivi modificatori 386

Cap. 14. **Mașini de flotație, utilaje auxiliare pentru flotație** 399

14.1. Clasificarea mașinilor de flotație 399
14.2. Mașini de flotație mecanice 401
14.3. Mașini de flotație pneumomecanice 405
14.4. Dimensionare, similitudine, calcul tehnologic și alegerea mașinilor de flotație mecanice și pneumomecanice 411
14.5. Mașini de flotație pneumatice 419
14.6. Alte tipuri constructive de mașini de flotație 422
14.7. Utilaje auxiliare pentru flotație 424

Cap. 15. **Tehnologia procesului de flotație** 431

15.1. Caracteristica mineralelor 431
15.2. Dezasocierea substanțelor minerale 434
15.3. Densitatea și temperatura turburelii 436
15.4. Compoziția fazei lichide a tulburelii 438
15.5. Regimul de reactivi și factorul timp 439
15.6. Aerarea și agitarea tulburelii, colectarea spumei 440
15.7. Scheme de flotație și compunerea lor 442
15.7.1. Scheme de flotație 442
15.7.2. Compunerea schemelor de flotație 448

Bibliografie 451

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

INTRODUCERE

Mineralurgia începe să se contureze și să se dezvolte ca știință aparte abia după creșterea deosebită a necesarului de metale de bază pentru industria modernă și de materii prime energetice și respectiv de cărbuni pentru industria cocso-chimică și producția de energie electrică. Acest început se situează în jurul anilor 1935—1940 și se accentuează imediat după cel de al doilea război mondial, cînd necesarul de materii prime minerale și energetice nu mai poate fi acoperit din resursele cunoscute ca zăcăminte de minereuri bogate și de cărbuni superiori. În aceste condiții se caută noi *soluții* pentru atragerea în circuitul economic de noi resurse cu conținuturi în elemente utile mult sub limita de valorificare economică.

Soluțiile noi au contribuit la dezvoltarea *Mineralurgiei*, ca știință care definește atît principiile cît și practica extragerii și concentrării mineralelor din minereuri și din cărbuni.

În general, tehnologiile mineralurgice se mai numesc și *tehnologii de concentrare mecanică*, întrucît prin operațiile ce se efectuează nu se schimbă compoziția chimică și nici structura (cu mici excepții) a substanțelor minerale utile, realizîndu-se numai o separare și o concentrare a mineralelor utile într-unul sau mai multe produse separate, față de masa mineralelor sterile sau de gangă care intră în compoziția minereurilor.

Creșterea mecanizării și folosirea metodelor de exploatare de mare productivitate a contribuit de asemenea la dezvoltarea mineralurgiei. Astfel în prezent se supun concentrării substanțe cu conținuturi în substanță utilă din ce în ce mai reduse, cu cantități de steril tot mai mari influențînd în mod negativ indicatorii de concentrare și contribuind la mărirea costului.

Scăderea calității cărbunilor bruți pe de o parte și exigențele tot mai mari ale industriilor consumatoare pe de altă parte au adus pe primul plan preocupările de concentrare a cărbunilor.

Datorită posibilităților tehnice actuale ale concentrării minereurilor de fier, conținutul minim de fier la care minereurile pot fi valorificate a scăzut foarte mult. Astfel minereuri cu magnetit și hematit cu 20—25% Fe, uneori chiar sub 20% Fe, neeconomice pentru valorificare în trecut, sînt în prezent exploatate și concentrate în mai multe țări.

În același timp, eficiența economică ridicată la furnal, în cazul concentratelor de calitate superioară, a făcut ca în paralel cu valorificarea minereurilor sărace să crească și limita superioară de conținut în fier a minereurilor care se prepară, ajungîndu-se astăzi să se supună concentrării minereuri cu 50% Fe (Canada, S.U.A., sau chiar cu peste 55% Fe în Suedia).

În cazul minereurilor neferoase, conținutul foarte redus de metale utile în minereul brut impune un grad înaintat de concentrare, iar variațiile mari

în privința concrescenței utilului cu sterilul, a gradului de impregnație etc au determinat orientări noi în tehnica concentrării.

Tendința actuală este aceea de a se construi instalații cu capacitate mare de producție, echipate cu utilaje de mare eficiență și putere, cu linii tehnologice automatizate, care să asigure totodată și o productivitate la nivelul tehnicii mondiale.

Necesitatea adoptării unor soluții optime de concentrare a minereurilor și cărbunilor impune găsirea unor tehnologii care să urmărească extragerea maximă a tuturor componenților utili aflați în minereu sub formă de concentrate cu un conținut cît mai ridicat în elementul util, respectiv livrarea de cărbune comercializat de calitate superioară.

Realizarea acestor sarcini nu este posibilă fără aplicarea operațiilor de concentrare corespunzătoare.

Operațiile de concentrare fac parte, așa cum s-a arătat, din complexul de operații mecanice al procesului tehnologic de preparare la care este supusă producția brută minieră, în vederea îmbunătățirii calității pentru adaptarea ei la diferite procese unde urmează să fie utilizată sau valorificată.

Dezvoltarea tehnicii concentrării a mărit în mod considerabil baza de materii prime a industriei, a permis trecerea în rezervele active ale zăcămintelor care anterior, datorită conținutului redus de metale și compozițiilor lor complexe, nu au putut fi folosite în industrie.

Scopul operațiilor mineralurgice constă în realizarea unor produse de calitate în conformitate cu cerințele consumatorilor, iar importanța concentrării reiese din rezultatele care trebuie să se obțină în urma acestei operații prin:

— asigurarea consumatorilor cu concentrate și produse de calitate în vederea utilizării și prelucrării lor economice;

— reducerea costului tratamentului metalurgic, întrucît se supune topirii o cantitate mult mai mică de concentrat de calitate superioară;

— realizarea calității corespunzătoare a produselor metalurgice prin îndepărtarea din concentrate a elementelor nocive;

— reducerea pierderilor de căldură la arderea cărbunilor și altele;

— valorificarea în condiții economice a substanțelor minerale utile cu conținuturi reduse de substanțe utile;

— reducerea cheltuielilor de transport a substanțelor minerale utile de la furnizor la consumator prin depozitarea sterilului în vecinătatea locului de exploatare;

— reducerea pierderilor de metal la tratamentul metalurgic, prin faptul că se reduce cantitatea de zgură rezultată prin topire.

Operațiile mineralurgice sînt operații de concentrare mecanică prin care se realizează separarea substanței (substanțelor) utile de substanța sterilă dintr-o masă minerală.

Procedeele de concentrare se bazează pe diferența dintre caracteristici fizico-chimice ale mineralelor care formează materialul prelucrat. Astfel, la unele metode de concentrare separarea mineralelor se bazează pe diferența de greutate sub acțiunea diferitelor cîmpuri de forță (gravitațional, centri-

fugal, magnetic etc), caracteristicile esențiale fiind: diferența de dimensiune, de densitate (metodele gravitaționale), susceptibilitatea magnetică, culoarea și radioactivitatea.

Reușita operației depinde de completa dezasociere a concrețerilor minerale și de clasare riguroasă a materialului.

La alte metode separarea depinde în special de diferența dintre caracteristicile suprafețelor și cele ale interfețelor. Cele mai importante metode în această categorie sînt: flotația, floculareа selectivă și separarea electrostatică. La ambele grupe trebuie avute în vedere utilizările ulterioare ale produselor finale și valoarea lor economică.

Procedeele mineralurgice cele mai importante sînt: concentrarea gravitațională, concentrarea prin flotație, concentrarea magnetică și electrică, și alte procedee de concentrare (fizice, termice sau hidrometalurgice).

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

PARTEA ÎNTÎI

MATERII PRIME MINERALE, PRINCIPIILE, CLASIFICAREA OPERAŢIILOR ŞI INDICATORII DE PREPARARE

BCU IAŞI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

MATERII PRIME MINERALE, CONDIȚII DE CALITATE

1.1. Despre resursele minerale ale Terrei, estimări și perspective

Dinamica dezvoltării economice a cunoscut la mijlocul secolului XX cel mai înalt ritm din istoria civilizației. Dezvoltarea economică a tuturor țărilor lumii ridică noi probleme privind asigurarea bazei tehnico-materiale a industrializării. Se estimează pentru perioada anilor 1980—2000 o creștere impresionantă a consumului mondial de minerale; se prevăd creșteri ale cererilor de cupru de 4,8 ori, de bauxită și zinc de 4,2 ori, de nichel de 4,3 ori, de plumb de 5,3 ori, de minereu de fier de 4,7 ori, de cărbune de 5 ori etc. (fig. 1.1).

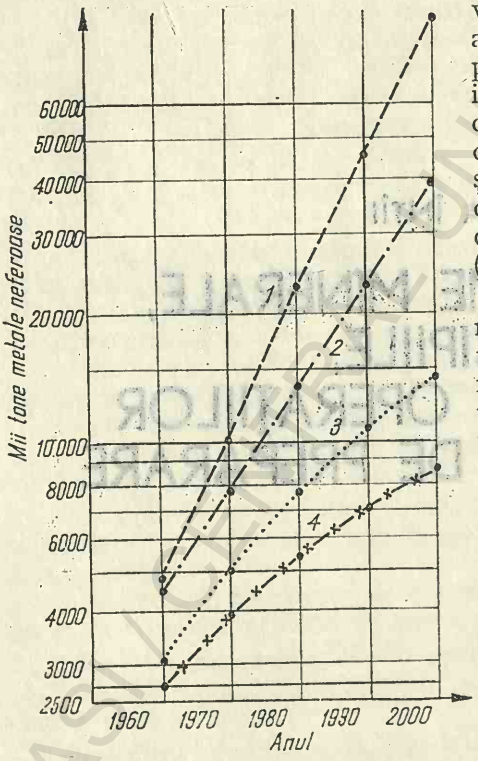


Fig. 1.1. Producția mondială de metale neferoase: *1* — aluminiu; *2* — cupru; *3* — zinc; *4* — plumb.

Pentru valorificarea deplină a resurselor Terrei, sînt necesare soluții tehnologice care să asigure: exploatarea zăcămintelor cu conținut redus în util, valorificarea complexă prin extracția tuturor elementelor utile, valorificarea haldelor vechilor exploatări, exploatarea zăcămintelor de mare adîncime, exploatarea minereurilor din platforma continentală a mărilor și oceanelor, exploatarea nodulilor metaliferi ai oceanelor, explorarea zonelor considerate inaccesibile (deșerturi, zonele arctică și antarctică) etc.

Resurse minerale convenționale. Rezervele minerale au un caracter dinamic, atît ca rezultat al unor noi descoperiri de resurse, cît și ca urmare a perfecționării procedeelor tehnolo-

gice care pot determina valorificarea rentabilă a unor zăcăminte sărace sau avînd condiții grele de exploatare.

Procesul tehnicii miniere a permis în ultimele 2—3 decenii exploatarea unor zăcăminte cu conținuturi scăzute în substanțe utile. Zăcămintele actuale în exploatare au conținuturi medii de 0,4—0,5% Cu (față de 2—3% Cu cu decenii în urmă), 0,10—0,15% Sn (față de 1—1,2%Sn), 20—30% Fe (față de 50—70% Fe) etc, motiv pentru care au crescut atît costurile prospecțiunilor necesare cît și investigațiile suplimentare reclamate de noile tehnologii (de ex. pentru Cu investiția specifică a crescut de la 1 300—1 500 dolari/t în 1955, la 5 500—6 325 dolari/t în 1976).

Creșterea investiției specifice este datorată în principal scăderii conținutului în substanță utilă a zăcămîntului, amplasării zăcămîntului în zone greu accesibile și cheltuielilor ridicate pentru echipamentele de protecție a mediului.

Se impune ca evaluarea rezervelor să reconsidere elemente vizînd *eficiența economică* (condiționată de factori legați de caracteristicile zăcămîntului, de volumul investițiilor și nivelul prețurilor, de orientările de politică ale țărilor producătoare și consumatoare etc) și *factorul ecologic* (de ex. în S.U.A. cheltuielile pentru protecția mediului înconjurător sînt, pentru ramura metalelor neferoase, 8—15% din costurile de producție).

Volumul de resurse și rezerve a înregistrat în general creșteri importante în ultimele decenii: rezervele de bauxită au crescut din 1950 de cca 17 ori (de la 1,4 la 24 miliarde t), minereul de Fe de 13 ori, minereul de Cr de 7 ori, minereul de Cu de 4,5 ori, rocă fosfatică de 5 ori etc.

Repartizarea geografică a rezervelor mondiale certe de materii prime minerale industriale (%) este prezentată în tabelul 1.1

Tabelul 1.1

Repartizarea geografică a rezervelor de materii prime minerale industriale (după Institutul de Economie Mondială, 1978)

Specificare	Țări dezvoltate [%]	Țări în curs de dezvoltare [%]	Țări socialiste [%]	Principalii posesori (în paranteză ponderea din totalul mondial)
1	2	3	4	5
Minereu de fier	32	20	48	U.R.S.S. (39,0) Canada (15,5) S.U.A. (13,5) Bolivia (5,4) Brazilia (5,1) R. P. Chineză (4,0)
Cupru (metal)	26	59	15	Chile (24,4) S.U.A. (19,7) Peru (9,2) U.R.S.S. (8,8) Canada (7,0) Zambia (6,6)

Tabelul 1.1 (continuare)

1	2	3	4	5
Plumb (metal)	64	17	19	S.U.A. (32,0) Australia (103) U.R.S.S. (10,3) Canada (9,2) Peru (3,5)
Zinc (metal)	68	14	18	Canada (20,3) S.U.A. (17,2) U.R.S.S. (13,2) Australia (9,5) Japonia (4,9)
Cositor (metal)	2	77	21	Indonezia (23,7) R. P. Chineză (15,0) Thailanda (12,2) Bolivia (9,9) Malayezia (8,3) U.R.S.S. (6,2)
Nichel (metal)	15	66	19	Cuba (24,0) Noua Caledonie (22,0) Canada (14,0) U.R.S.S. (14,0)
Bauxită	24	74	2	Australia (34,2) Guineea (34,2) Brazilia (9,8) Jamaica (6,9) Surinam (5,1) U.R.S.S. (2,7)
Cromit	65	34	1	Republica Sud Africană (73,9) Zimbamwe (19,7) U.R.S.S. (2,9) Finlanda (1,2)
Minereu de mangan	33	10	57	U.R.S.S. (40.0) Republica Sud Africană (33,0) Gabon (12,0)
Molibden	47	18	35	S.U.A (40,0) Chile (24,0) U.R.S.S. (11,4) Canada (6,4) R. P. Chineză (5,7)

Situația rezervelor existente este într-o continuă schimbare, prin descoperirea de noi rezerve (nodulii oceanici etc) sau prin noi realizări tehnologice care permit lărgirea bazei de materii prime (valorificarea ionilor metalici din ape de mare, a aluminiului din argile, înlocuirea conductorilor de cupru ai rețelelor telefonice cu fibre de sticlă etc).

Deși ponderea sectorului mineralelor necombustibile în economia mondială este relativ redusă, de aproximativ 1% din produsul mondial brut, ponderea reală este mult mai importantă.

BCU ALBA CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Resurse de combustibili solizi. Problema asigurării în prezent și viitor cu resurse energetice a determinat o reconsiderare a ponderii cărbunilor în consumul total de energie.

Se estimează pentru nivelul anului 2000 următoarea pondere: cărbune — 20,9%, petrol — 35,8%, gaze — 18,1%, hidro — 4,4%, nuclear — 18,9%; noi surse 1,9%.

Rezervele geologice de cărbune, mult mai mari decît rezervele celorlalți combustibili fosili, sînt estimate la 10,1 trilioane t, cele exploatabile imediat fiind de 492 miliarde t.

Resurse minerale neconvenționale. Se pot considera ca resurse minerale neconvenționale cele existente în sedimentele consolidate ale teritoriilor submarine și în apele mărilor și oceanelor.

În zonele marine din apropierea țărmurilor sînt evidențiate zăcăminte de *minerale grele* — magnetit, ilmenit, zircon, columbit și în concentrații mai reduse — casiterit, wolframit, diamant, cromit, aur, monazit.

În apele mărilor și oceanelor există importante cantități de *minerale sub formă de săruri;* un metru cub apă de mare conține: 19 kg clor, 10,6 kg Na, 1,3 kg Mg, 0,9 kg S, 0,4 kg Ca, 0,4 kg K și Br, Si, B, F, cărbune, Zn, Sn, Cu, U, Ni, Ti, Co, Ag, Au, W, de ordinul gramelor.

Producției tradiționale de *minerale marine* — sare, magneziu, crom, fosfor, sodiu, potasiu, materiale de construcții, i s-a adăugat extracția de cărbuni, fier, rutil, diamante etc. Producția de minerale din platoul continental din ultimii ani este prezentată orientativ în tabelul 1.2. Producția minerală oceanică reprezintă o pondere redusă (5%) din producția mondială, ponderi semnificative avînd doar Mg (70%) și Br (70%).

Tabelul 1.2

Producția de minerale din platoul continental

Specificare	Numărul de operații miniere submarine	Valoarea anuală (milioane $)
Minereu de adîncime		
Minereu de fier (Finlanda, Canada)	2	17
Cărbune (Canada, Anglia, Japonia, Turcia)	57	335
Extrase din apa mării		
Sare (multe state)	90	57,5
Magneziu (S.U.A., Anglia, R. F. Germania, U.R.S.S.)	6	64,7
Brom (cîteva țări)	7	22,6
Dragate		
Diamante (Namibia)	1	8,9
Nisipuri conținînd fier (Japonia)	3	3,6
Nisipuri conținînd cositor (Thailanda, Indonezia)	3	24,2
Nisipuri și pietriș, etc (S.U.A., Anglia, Islanda)	47	130,2
Total:	217	678,5

Nodulii polimetalici — nouă sursă minerală, inclusă în cîmpul de activitate al industriei mineritului marin, au un potențial metalic ridicat, conținînd circa 42 elemente, dintre care Co, Ni, Cu, Mn. Se disting patru tipuri de noduli (tabelul 1.3).

Tabelul 1.3

Tipuri de noduli oceanici

Tipuri de noduli	Conținuturi [%]					
	Fe	Mn	Cu	Co	Ni	Pb
1. Bogați în Fe	28,3	22	< 1	< 1	< 1	—
2. Bogați în Mn	2,3	49,8	0,14	0,55	0,26	0,047
3. Bogați în Ni și Cu	17,7	33,3	1,13	0,39	1,52	0,18
4. Bogați în Co	22,6	28,5	0,21	1,2	0,66	0,30

Evaluarea cantitativă a potențialului nodulilor polimetalici este dificilă, dat fiind stadiul incipient de prospectare și explorare a teritoriilor submarine. Sînt estimate valori între 40 și 600 miliarde t rezerve cunoscute, respectiv totale.

Se remarcă progresele tehnologice ale ultimilor ani, cu soluționarea problemelor de bază de prospectare și explorare, recoltare și aducere la suprafață a nodulilor, transportul în zonele litorale și procesul de prelucrare (chimico-metalurgic).

Evaluări recente consideră că există posibilitatea obținerii, în acest deceniu, a unei producții anuale de cca. 15 mil. t noduli polimetalici.

1.2. Substanțe minerale utile, noțiuni fundamentale

1.2.1. Minerale și roci

Componentele elementare ale scoarței Pămîntului sînt *mineralele* și *rocile*.

Mineralele sînt substanțe anorganice solide, lichide sau gazoase, omogene din punct de vedere fizico-chimic, cristalizate sau amorfe, formate în scoarța terestră prin reacții chimice naturale, datorită unor procese endogene (în interiorul scoarței), sau exogene (de suprafață).

Sînt considerate minerale și substanțele anorganice ce alcătuiesc fragmente de proveniență cosmică pătrunse în sfera atracției Pămîntului — meteoriții.

În domeniul mineralelor sînt cuprinse, de asemenea, și o serie de produse organice (petrol, gaze naturale, cărbuni, chihlimbar etc), denumite *mineraloide*.

În constituția mineralelor intră toate elementele chimice din sistemul periodic. Mineralele sînt reprezentate, în majoritate, prin combinații chimice naturale sau, mai rar, prin elemente native. Abundența elementelor în univers este rezultatul evoluției chimice galactice în care sinteza elementelor în aștri are un rol esențial. Abundențele relative ale elementelor în sistemul solar și conținuturile medii în procente de greutate (clarkuri — Clark 1924) pentru unele elemente din scoarța terestră sînt prezentate în tabelul 1.4. Se remarcă valori mari ale clarkurilor pentru elementele situate la începutul sistemului periodic și valori scăzute ale clarkurilor pentru elemente cu numere de ordine mari.

Tabelul 1.4

Repartiția unor elemente din scoarța terestră

Elementul	Procente de greutate		Elementul	Procente de greutate	
	După Clark și Washington	După A.E. Fersman		După Clark și Washington	După A.E. Fersman
Hidrogen (H)	0,88	1,00	Cupru (Cu)	0,01	0,01
Beriliu (Be)	0,001	$4 \cdot 10^{-4}$	Zinc (Zn)	0,004	0,02
Carbon (C)	0,087	0,35	Galiu (Ga)	$n.10^{-9}$	$1 \cdot 10^{-4}$
Oxigen (O)	49,52	49,13	Germaniu (Ge)	$n.10^{-9}$	$4 \cdot 10^{-4}$
Sodiu (Na)	2,64	2,40	Zirconiu (Zr)	0,023	0,025
Magneziu (Mg)	1,94	2,35	Molibden (Mo)	$n \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-3}$
Aluminiu (Al)	7,51	7,45	Argint (Ag)	$n \cdot 10^{-6}$	$1 \cdot 10^{-5}$
Siliciu (Si)	25,75	26,00	Staniu (Sn)	$n \cdot 10^{-4}$	$8 \cdot 10^{-3}$
Sulf (S)	0,048	0,10	Bismut (Bi)	$n \cdot 10^{-6}$	$1 \cdot 10^{-5}$
Calciu (Ca)	3,39	3,25	Antimoniu (Sb)	$n \cdot 10^{-5}$	$5 \cdot 10^{-5}$
Titan (Ti)	0,58	0,61	Wolfram (W)	$5 \cdot 10^{-3}$	$7 \cdot 10^{-3}$
Vanadiu (V)	0,016	0,02	Platină (Pt)	$n \cdot 10^{-7}$	$2 \cdot 10^{-5}$
Crom (Cr)	0,033	0,03	Aur (Au)	$n \cdot 10^{-7}$	$5 \cdot 10^{-7}$
Mangan (Mn)	0,08	0,10	Mercur (Hg)	$n \cdot 10^{-5}$	$5 \cdot 10^{-6}$
Fier (Fe)	4,70	4,20	Plumb (Pb)	$2 \cdot 10^{-3}$	$1,5 \cdot 10^{-3}$
Cobalt (Co)	0,01	$2,10^{-3}$	Bismut (Bi)	$n \cdot 10^{-6}$	$1 \cdot 10^{-5}$
Nichel (Ni)	0,018	0,02	Radiu (Ra)	$n \cdot 10^{-10}$	$2 \cdot 10^{-10}$
			Uraniu (U)	$8 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-4}$

Elementele cele mai răspîndite (99,29%) sînt: O, Si, Al, Fe, Ca, Na, K, Mg, H, Ti, C și Cl. Celelalte elemente luate împreună apar numai în proporție de cinci miimi din masa totală și sînt elemente cu mase atomice mari. Se remarcă, de asemenea, faptul că unele elemente considerate rare — din familia pămînturilor rare — sînt mai frecvente decît unele elemente considerate comune — Sb, Bi, Hg, Cd, As. Elemente ca Ti, Zr, V, considerate rare, sînt printre cele mai răspîndite dar fiind dispersate uniform în litosferă apar rareori în concentrații mari care să formeze zăcăminte exploatabile. Elemente mult mai rare ca Ag, Hg, I, sînt deseori acumulate în concentrații mari formînd zăcăminte exploatabile. Distribuția elementelor în scoarța terestră este ilustrată grafic în figura 1.2.

Răspîndirea elementelor în natură și formarea mineralelor fac obiectul geochimiei (V.M. Goldschmidt și W.I. Vernadsky).

Studiile geofizice asupra Pămîntului (studiul vitezei transmiterii undelor seismice și a reflecției lor în păturile interioare ale Pămîntului — Mohorovici, Zagreb 1909) au indicat existența a trei suprafețe de discontinuitate

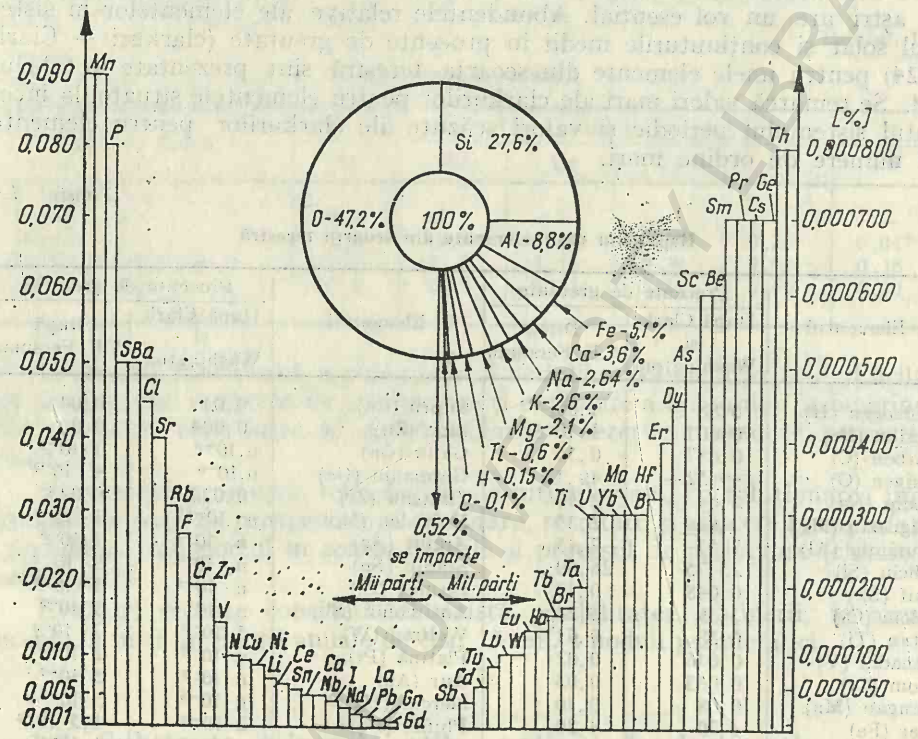


Fig. 1.2. Diagrama conținutului de elemente în scoarța terestră.

în variația densității, compresibilității și rezistenței și au permis calculul grosimii straturilor componente ale planetei. Ținînd cont de densitățile medii diferite ale scoarței Pămîntului — 2,7 g/cm³ (3,3 g/cm³ la 100 km adîncime) și a planetei de 5,52 g/cm³, s-a dedus existența unui miez compus din metale grele — *siderosfera* (Nife), acoperit de un strat de oxizi și sulfuri — *calcosfera* și de un strat exterior — *litosfera*.

Un detaliu schematic prin scoarța terestră și mantaua superioară este dat în figura 1.3.

Scoarța Pămîntului reprezintă 0,4%, mantaua 67,2% și miezul 32,4% din masa totală.

Caracteristicile geosferelor componente ale Pămîntului sînt date în tabelul 1.5, iar constituția litosferei continentale și oceanice este prezentată în tabelul 1.6. Compoziția chimică a scoarței reflectă alcătuirea ei mineralogică și petrografică.

În componența scoarței, mineralele singulare apar numai în mod excepțional, fiind în general asociate sub diferite forme, în anumite raporturi, formînd *rocile*.

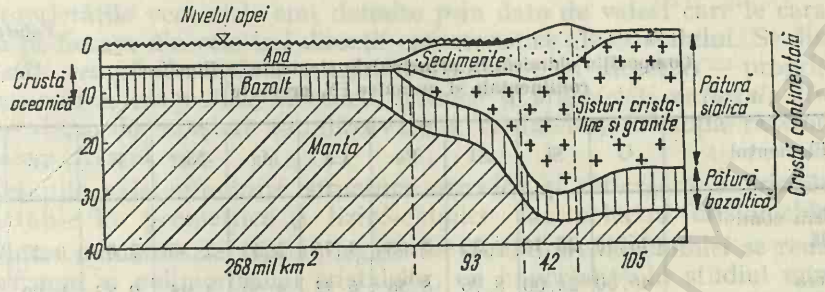


Fig. 1.3. Detaliu schematic în scoarța terestră și mantaua superioară.

Tabelul 1.5

Caracteristicile straturilor componente ale globului pămîntesc

Strat	Grosime [km]	Densitate [g/cm³]	Elemente componente
Siderosferă	3 500	8	Fe, Ni, Co, P, As, C, Ru, Rh, Pd, Od, Ir, Pt, Au, Ge, Sn, Mo, W, Nb, Ta, Se
Calcosferă	1 700	5—6	O, S, Se, Te, Fe, Cr, Ni, Co, Cu, Zn, Cd, Pb, Sn, Ge, Mo, As, Sb, Bi, Ag, Au, Hg, Pd, Ru, Pt, Ga, Ir, Cr, oxizi și sulfuri
Litosfera	1 200		
— pătura de eglogite	1 100	3,6—4	Silicați grei (Mg, Fe) — Sima
— pătura externă de silicați	120	2,8	Silicați ușori (Al, alcalii) — Sial
Hidrosfera			O, H, Cl, Na, Mg, Ca, K, Br, Sr etc
Atmosfera	200		H, N, C, O, Cl, Br, I, He, Ne, Ar, Kr, Xe
Biosfera			C, H, O, N, P, S, Cl, I, Ca, Mg, K, Na, V, Mn, Fe, Lu

În general sînt foarte răspîndiți compușii oxigenați ai Si, Al, Fe, Ca, Mg, Na, K care formează silicații și aluminosilicații, componenți principali ai rocilor.

Mineralele sînt cristalizate (gruparea ionilor în interiorul mineralului impune forme geometrice caracteristice) și necristalizate (amorfe).

BCU / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Cristalele sînt solide cu o dispoziție periodică ordonată a particulelor din care sînt constituite (ordine la distanță, rețea cristalină). Ele sînt limitate de fețe plane de orientare regulată care se întretaie formînd muchii și vîrfuri.

Tabelul 1.6

Compoziția chimică, în principalele elemente, a litosferei continentale și oceanice [% greutate]

Elementul	O	Si	Al	Fe	Ca	Mg	Na	K	Ti	H
Litosfera continentală	46,40	28,15	8,23	5,63	4,15	2,33	2,36	2,09	0,57	0,14
Litosfera oceanică	46,80	24,00	8,76	8,56	6,72	4,50	1,94	0,83	0,90	0,20

Cristalele se caracterizează prin anizotropie — modificarea proprietăților fizice cu direcția, în timp ce corpurile amorfe se remarcă prin izotropia tuturor proprietăților.

La temperaturi sub punctul de cristalizare starea cristalină este stabilă pentru toate corpurile solide.

Monocristalele au forme de poliedre regulate dependente de compoziția lor chimică. Majoritatea solidelor (policristale) au o structură cristalină fină, fiind formate dintr-un mare număr de cristale mici, dispuse haotic.

Studiul formelor geometrice ideale ale poliedrelor cristaline se bazează pe legile cristalografiei morfologice (legea Euler-Descartes, legea constanței unghiurilor, legea Haüy, legea zonelor).

Cristalele prezintă simetrie, elementele de simetrie cele mai simple fiind axele și planele.

Clasa de simetrie este un ansamblu de transformări simetrice, constînd de obicei din combinații de rotații, reflexii și rotații cu reflexii.

Rețelele cristaline sînt succesiuni de celule elementare identice ce se repetă într-un spațiu tridimensional definit de trei vectori de translație fundamentali, *a, b, c*. Celula elementară — unitate structurală a rețelei cristaline, este definită de numărul, poziția, felul particulelor ce o compun, lungimea muchiilor paralelipipedului fundamental și valoarea unghiurilor dintre muchii.

Sînt posibile 32 clase de simetrie (clase cristalografice sau grupe punctuale) grupate în 7 sisteme cristalografice, în funcție de caracteristicile formei externe: *cubic, hexagonal, romboedric* (trigonal), *pătratic* (tetragonal), *rombic* (ortorombic), *monoclinic* (clinorombic) și *triclinic*. Sistemele cristalografice se compun dintr-o clasă de simetrie ridicată (holoedrică) și una sau mai multe clase cu mai puține elemente de simetrie (clase meriedrice). În sistemul triclinic există o clasă lipsită de simetrie.

Ca o consecință a cristalizării apar o serie de proprietăți fizice specifice și se disting proprietăți scalare și vectoriale ale cristalelor.

Proprietățile scalare (compoziție chimică, densitate, căldură specifică) sînt determinate univoc prin date de valori numerice și sînt dependente numai de temperatură și presiune.

Proprietățile vectoriale sînt definite prin date de valori care le caracterizează pe fiecare din cele trei direcții caracteristice ale cristalului. Se disting *proprietăți vectoriale continui* (variabile continuu cu direcția) — proprietăți elastice, optice, magnetice, electrice, termice și *proprietăți vectoriale discontinui* — viteza de creștere sau dizolvare a cristalelor, difracția razelor X, maclarea, clivajul etc.

Relațiile existente între structura atomică și reticulară a cristalelor, proprietățile lor geometrice și fizico-chimice fac obiectul cristalochimiei.

Dintre numeroasele aspecte legate de studiul cristalochimiei se remarcă izomorfismul și polimorfismul cristalelor, cu importanță în studiul mineralelor și rocilor.

Izomorfismul este proprietatea a două sau mai multe substanțe cu rețele cristaline de același tip, indiferent de analogia lor chimică, de a cristaliza în forme cristaline identice.

Există grupe de substanțe minerale izomorfe, cum sînt:
— *alaunii* — $M^+M^{3+}(SO_4)_2 \cdot 12\,H_2O$, unde M^+ — Na, K, Rb, Cs; M^{3+} — Al, Ga, In, Cr, Fe, Mn etc, se cristalizează ca octaedrii în rețea cubică;
— *sulfații* de tip $M^{2+}SO_4$ — M^{2+} — Pb, Sr, Ba, cristalizînd în sistemul rombic;
— *carbonații* dip $M^{2+}CO_3$ ce formează cristale izomorfe rombice (pentru M^{2+} — Ca, Sr, Ba, Pb) sau cristale izomorfe trigonale (pentru M^{2+} — Ca, Mn, Fe, Zn, Mg, Cd);
— *spinelii* etc.

Izomorfismul permite explicarea numeroaselor asocieri de elemente din scoarța terestră.

Polimorfismul reprezintă proprietatea unei substanțe de a cristaliza în mai multe forme cristaline cu rețele diferite. Astfel, TiO_2 poate cristaliza în sistemele: pătratic (rutilul, cu habitus prismatic și anatasul cu habitus bipiramidal) și rombic (brookitul). De asemenea, ZnS cristalizează în sistemul cubic (blenda) sau hexagonal (würtzitul), $CaCO_3$ poate fi romboedric (calcitul), sau rombic (aragonitul), carbonul este cubic în diamant și hexagonal în grafit etc. Mineralele polimorfe se transformă sub acțiunea temperaturii în formele cristaline cele mai stabile.

Se disting transformări monotrope, ireversibile (HgS, negru, cu structură cubică compactă, se transformă prin încălzirea la 344°C în HgS, roșu, cu structură trigonală, formă stabilă) și transformări enantiotrope, reversibile, cînd fiecare formă este stabilă într-un domeniu de temperatură, transformări caracteristice metalelor.

Proprietățile mineralelor. Mineralele existente sînt diferite după proprietățile lor fizico-chimice, legate de particularitățile compoziției chimice, de structura cristalină, de structura atomilor și ionilor din compoziția mineralului.

Proprietățile fizice ale mineralelor sînt: morfologice (aspectul cristalelor, macle, striațiuni ale fețelor); mecanice (clivaj, spărtură, duritate, casanță,

maleabilitate, elasticitate); optice macroscopice (transparență, culoarea mineralului și urmei, luciu) și microscopice (refringență, pleocroism, birefringență, simetrie optică); greutatea specifică; proprietăți magnetice și electrice; radioactivitate.

Majoritatea mineralelor existente în natură sînt cristalizate, puține fiind amorfe (limonitul).

Clasificarea mineralelor. În clasificarea generală a mineralelor se ține cont în primul rînd de compoziția lor chimică și de structura cristalină. Se disting următoarele clase de minerale: elemente (metale și metaloide); sulfuri și compuși înrudiți; săruri halogenate; oxizi și hidroxizi; săruri oxigenate; compuși organici.

După pondere și modul în care iau parte la constituția rocilor, mineralele sînt:

— minerale principale — ce predomină în compoziția rocilor și le determină caracterul;

— minerale secundare — cu pondere mai redusă, formate prin transformarea și alterarea mineralelor principale;

— minerale accesorii — ce apar sporadic sau în cantități mici în anumite roci.

Clasificarea mineralelor după criteriile amintite este prezentată în tabelul 1.7.

Repartiția cantitativă a claselor de minerale este următoarea: silicați 25,8%, fosfați 17,5%, sulfuri 13,3%, oxizi și hidroxizi 12,4%, sulfați 8,4%, halogenuri 5,8%, carbonați 4,5%, elemente native 3,3%, borați 2,9%.

Rocile sînt definite ca asociații mineralogice primare (caracterizate prin constituenți principali și accesorii) care au anumite trăsături structurale și texturale (determinate de dimensiunile și forma cristalelor sau granulelor componente la dispoziția spațială a acestora de relațiile dintre ele etc.).

Se disting: roci monominerale (sare, calcare, substanțe minerale de natură organică) și roci poliminerale (granite, granodiorite, gresii etc) care constituie majoritatea.

Petrografia clasifică rocile după condițiile geologice de formare în trei categorii genetice:

— roci magmatice sau eruptive, formate prin consolidarea magmei, 95% din compoziția litosferei;

— roci sedimentare — formate prin procese exogene, mecanice sau de precipitație chimică, 1% din compoziția litosferei;

— roci metamorfice — formate din rocile eruptive sau sedimentare prin procese de metamorfism, 4% din compoziția litosferei.

Rocile magmatice și metamorfice alcătuiesc majoritatea volumului scoarței, determinîndu-i proprietățile fizice esențiale (densitatea, presiunea, temperatura).

Rocile magmatice sînt bogate în silicați, înglobînd și cantități reduse de minerale metalifere — magnetit, minerale de crom sau platină, nichel sau titan. Roci eruptive sînt granitele, granodioritele, sienitele, dioritele, gabrourile, peridotitele.

Tabelul 1.7

Clasificarea mineralelor după ponderea și modul constituirii rocilor

Minerale	Grupa
Minerale principale — Leucocrate	— Cuarț — SiO_2 — Feldspați: potasici (ortoclazi) + — ortoza — $(KNa)AlSi_3O_8$ — adular — $KAlSi_3O_8$ calcosodice (plagioclazi): — albitul — $NaAlS_3O_8$ — anortitul — Feldspatoizi: — leucit — $K(AlSi_2O_6)$ — neflin — $Na(AlSiO_4)$
Minerale principale — Melanocrate	— Mice — biotit — $K(MgFeMn)_3[(OH, F)_2]\cdot AlSi_3O_{10}$ — muscovit — — Amfiboli — hormblenda — $(CaNaK)_{2-3}\cdot(MgFeAl)_5[(OH, F)_2(SiAl_2)Si_6O_{22}]$ — Piroxeni — $M_2[(SiAl)]_2O_6$; M_2—Mg_2, Fe_2, CaMg, CaFe — Olivine — $(FeMg)_2SiO_4$, forsterit — Mg_4SiO_4, fayalit — $FeSiO_4$
Minerale secundare	— Clorite — $(Mg, Fe, Al)_3[OH]_2$ — Talc — $Mg_3[(OH)_8Si_4O_{10}]$ și serpentin — $Mg_6(Si_4O_{10})(OH)_8$ — Carbonați — calcit — $CaCO_3$ și aragonit — dolomit — $CaMg(CO_3)_2$
Minerale secundare	— Zeoliți — silicați hidratați de (CaNa) (K Ba Sr) Al — Caolin — caolinit $Al_4(Si_4O_{10})(OH)_8$
Minerale accesorii	— Granați — grupă izomorfă $A_3B_2[SiO_4]_3$: A — Mg, Fe, Mn, Ca; B — Al, Fe, Cr, Mn, Ti. — Sulfați — gips — $CaSO_4\cdot 2H_2O$; baritina — $BaSO_4$ — Halogene — sare gemă — NaCl; fluorină — CaF_2 — Sulfuri — pirita — FeS_2

Rocile pot fi favorabile depunerii de mineralizații metalifere și nemetalifere din soluții hidrotermale (roci efuzive acide, intrusive acide etc) și nefavorabile (șisturi argiloase, roci ultrabazice etc) (fig. 1.4).

Rocile sedimentare sînt:

— reziduale (bauxite, laterite, argile etc);

— detritice (nisipurile. cuarțite, gresii etc);

— de precipitație chimică (sarea gemă, calcarele, gips, săruri de potasiu și magneziu, tufuri limonitice etc);

— organogene acaustobiolitice: calcaroase (calcare, dolomite) și silicioase (diatomite) etc;

— organogene caustobiolitice (cărbunii și bitumene solide, lichide și gazoase).

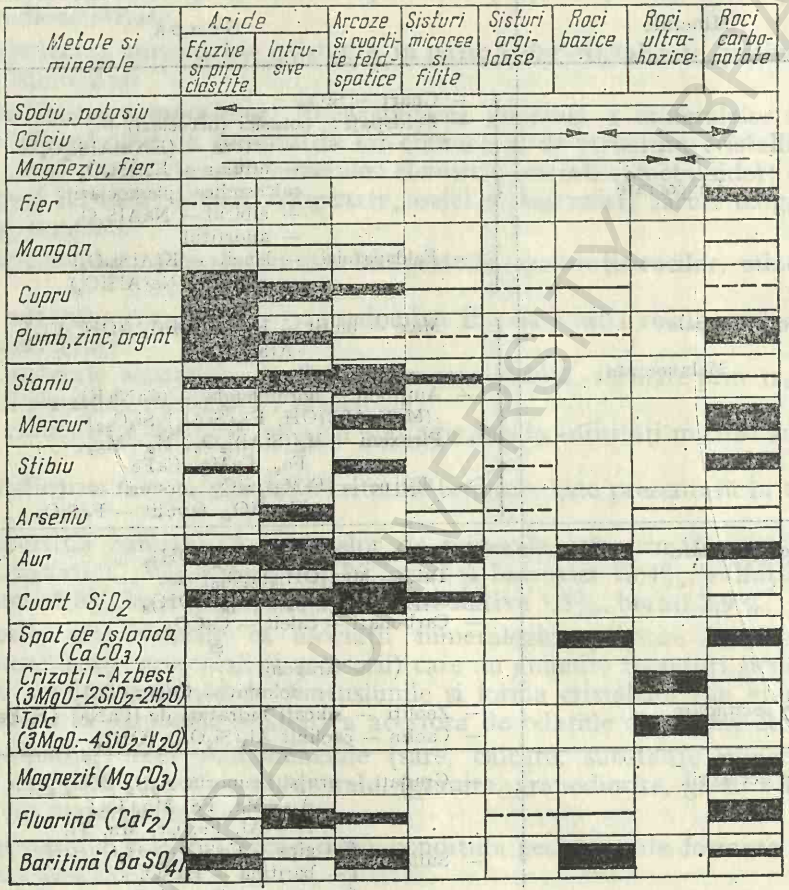


Fig. 1.4. Roci favorabile pentru depunerea de minereuri.

Rocile metamorfice sînt corneenele de contact și șisturile cristaline — gnaisuri, micașisturi, cuarțite, filite și calcare cristaline, caracterizate prin minerale cu volum molecular mic și greutate specifică mare.

1.2.2. Zăcăminte de substanțe minerale utile

Zăcămintele de substanțe minerale utile sînt considerate concentrațiile de substanțe minerale utile formate în scoarța terestră prin procese geologice care, prin condițiile de zăcămînt, pot fi exploatate și valorificate.

Zăcămintele de minerale utile sînt localizate neomogen în rocile din partea superioară a scoarței terestre și ocupă de obicei volume restrînse. Între zăcămînt și rocile înconjurătoare pot exista relații genetice (cînd s-au format împreună și prin aceleași procese geologice) sau de poziție (roci gazdă, fără o influență exactă asupra formării zăcămîntului).

După raportul de vîrstă cu rocile înconjurătoare zăcămintele sînt *singenetice* și *epigenetice*.

Unele zăcăminte sînt constituite aproape integral din substanțe utile (cărbuni, argile etc), dar de obicei mineralul sau mineralele utile care dau valoare economică zăcămîntului sînt asociate cu minerale de gangă sau sterile, mai rar valorificate (curaț, calcit, fluorină etc.).

Pentru aprecierea calității unui minereu dintr-un zăcămînt este determinat conținutul lui de mineral util sau conținutul de metal, exprimat în % sau în g/t minereu pentru metale prețioase (Au, Ag, Pt). În cazul cărbunilor, calitatea se apreciază prin conținutul de cenușă. În timp ce pentru metalele comune (Fe, Mn, Cu, Pb, Zn etc) conținutul metalic se exprimă în %, pentru o serie de metale se exprimă în oxid metalic % (Cr_2O_3, V_2O_5, W_2O_3, TiO_2, Al_2O_3, U_3O_8, iar pentru Mo — în % $MoSO_2$.

Deși sînt identificate peste 1 600 specii minerale naturale, doar 50 intră în constituția rocilor, restul fiind componente ale zăcămintelor. Dintre acestea sînt considerate minerale utile circa 300.

Clasificarea zăcămintelor de substanțe minerale utile. Din punctul de vedere al *formei*, zăcămintele de substanțe minerale sînt:

— zăcăminte stratiforme, delimitate de două plane paraleie concordante cu rocile înconjurătoare și cu dezvoltare mare pe direcție;

— zăcăminte de forme neregulate (depozite);

— zăcăminte filoniene;

— zăcăminte lenticulare și sub formă de cuiburi.

După *destinația industrială* zăcămintele se clasifică în:

—*zăcăminte metalifere*, formate din minerale metalice în stare nativă (aur, platină, argint, cupru) sau în combinații chimice (sulfuri, telururi, arseniuri, oxizi etc);

— *zăcăminte nemetalifere*, formate din minerale nemetalice (grafit, azbest, talc, nisip cuarțos etc) și combustibili minerali (cărbune, bitumene solide, lichide, gazoase).

Mineralizația zăcămintelor metalifere este în general complexă.

Ținînd cont de *geneză* și de *modul de prezentare* în scoarță zăcămintele de substanțe minerale sînt:

— *zăcăminte endogene* sau de origine magmatică, formate prin procese legate de mișcarea și consolidarea magmelor (zăcăminte magmatice, pegmatitice, pirometasomatice și hidrotermale);

— *zăcăminte exogene*, formate la suprafață prin concentrarea unor substanțe rezultate prin alterarea rocilor și zăcămintelor (zăcăminte de alterare și sedimentare);

— *zăcăminte metamorfogene*, formate prin transformări profunde ale rocilor preexistente în litosferă, sub acțiunea agenților fizico-chimici (zăcăminte metamorfozate și metamorfice).

Clasificarea zăcămintelor magmatice, exogene și metamorfogene și exemplificări sînt date în tabelele 1.8, 1.9 și 1.10.

Tabelul 1.8

Clasificarea zăcămintelor endogene

Tipul de zăcămînt	Clasa	Roci în asociație	Importanță economică	Zăcăminte în țară
1	2	3	4	5
Magmatice	Protomagmatice	Dunite Periodotite Sienite	Cromit (± Pt) Platină Diamant Corindon Grafit	Banatul de Sud
	Histero — magmatice	Ultrabazice Bazice Intermediare	Cromit Magnetit + + ilmenit Magnetit + apatit	
	De licuație	Gabrouri	Pirotină, pentlandit, calcopirită (±Pt)	
Pegmatitice	Pegmatite granitice	Granite	Feldspat ± cearț, mice ± ± beril	Teregova Voineasa
	Pegmatite sienitice	Sienite	Spodumen, minerale de W, Sn, Mo, minerale de pămînturi rare	Voislova
	Pegmatite bazice	Gabrouri	Pietre prețioase	Bouțari
Pirometasomatice		Granodiorite	Magnetit și fier; oligist ± sulfuri de Cu, Pb, Zn,Fe	Ocna de Fier Docnecea
		Monzonite	Sulguri de Cu, Pb, Zn	Rușchița
		Diorite cuarțifere	Molibdenită, wolframită, casiterită	Băiță Bihor
		Granite	Molibdenită, wolframită, casiterită	Săvîrșin
	Hipotermale	Granodiorite	Calcopirită + turmalină	
		Monzonite	Aur (+mispichel, cuarț)	Valea lui Stan Bozovici
		Roci intrusive	Calcopirită + + pirită	Altîn-Tepe Bălan

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Tabelul 1.8 (continuare)

1	2	3	4	5
	Mezotermale	Acide și intermediare și porfirele lor	Enargit + + calcopirită + + calcozină Galenă + blendă Aur Co, Ni, Ag, Bi, U și Ra Baritină și fluorină	Somova
Hidrotermale		Riolite Dacite Andezite (vulcanism terțiar)	Cinabru Stibină Sulfuri comune	Valea Dosului Herja, Baia Sprie, Rodna, Țibleș
	Epitermale		Sulfuri auro-argentifere	Cavnic, Văratec, Toroiaga
			Aur liber	Săsar, Valea Roșie Dealul Crucii
			Telururi aurifere	Săcărîmb, Stănija Baia de Arieș

Tabelul 1.9

Clasificarea zăcămintelor exogene

Tip de zăcămînt	Clasa	Importanță economică	Zăcămînt în țară
1	2	3	4
De alterare	Reziduale	Fe (limonit, hematit și siderit)	Vașcău-Moneasa
		Mn (psilomelan, piroluzit)	Vașcău-Moneasa
		Bauxită Garnierit Baritină Argile	Pădurea Craiului Munții Bihor
	De infiltrație	Cu V + U, Ra Fe, Mn S, magnezit	
	De concentrare mecanică (aluvionare sau detritice	Platina Aurul Casiterit Monazit	
	De evaporare	Clorura de sodiu (± săruri de K și Mg)	Slănic-Prahova, Slănic-Moldova, Ocnele Mari, Cacica

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Tabelul 1.9 (continuare)

1	2	3		4
Sedimentare	Sedimentare propriu-zise (de depunere chimică, biochimică și din soluții coloidale)	Fe (limonit, hematit, siderit)	Oolite ferurginoase (minette) Sferosiderite	Anina
		Mn (psilomelan, piroluzit)	Oolite	
			Oxizi de Mn în argile roșii	Șoimuș
		Sulful		Pucioasa
		Fosforul	fosforite guano	
		Magnezit		Pătîrlagele
		Diatomit		Baraolt
		Bentonit		Gura Sada
		Argilă refractară		Șuncuiuș

Tabelul 1.10

Clasificarea zăcămintelor metamorfogene

Clasa	Importanța economică	Zăcăminte în țară
Metamorfozate	Fe (magnetit, fier, oligist, siderit)	Poiana Ruscă
	Mn (rodocrozit, rodonit, apessartin)	Iacobeni, Șarul Dornei, Răzoare, Delinești
Metamorfice	Azbest	Banat
	Talc	Cerișor, Lelese (Hunedoara)
	Grafit	Munții Gorjului
	Andaluzit, silimanit, disten	

1.2.3. Minereuri

Asocierea mineralelor utile cu mineralele de gangă formează *minereurile*, din care se pot extrage industrial unul sau mai multe metale. Această noțiune se referă de obicei la *minereurile metalifere*.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Extinzînd noțiunea, minereul este definit ca partea din zăcămînt din care se pot exploata în mod economic unul sau mai multe minerale.

În ultimii ani se utilizează noțiunea de *minereu nemetalifer* (de sulf, grafit, talc, mice etc.)

Minereurile sînt *simple* cînd conțin un singur metal extractibil și valorificabil (minereu de fier, de aluminiu etc), sau un singur mineral (minereu de sulf, de grafit) și *complexe* cînd conțin mai multe metale (minereu de Cu, Pb și Zn) sau mai multe minerale nemetalice (cuarț, feldspați și mice).

Dată fiind necesitatea valorificării complete și complexe a zăcămintelor de substanțe minerale utile, caracterul minereului se schimbă adeseori din simplu în complex, iar mineralele de gangă pot deveni substanțe utile.

Ținînd cont de compoziția chimică se disting următoarele minereuri:

Minereuri de metale native și compuși intermetalici. Un număr de aproximativ 30 de elemente chimice pot să apară în natură și în stare nativă, unele fiind întîlnite numai în stare nativă. Dintre acestea se amintesc carbonul, sulful, o parte din metalele nobile și disperse, cum sînt: Or, Ir, Pd, Pt, Au, Ag și în mai mică măsură Hg, Cu, Sb, Bi etc. Se întîlnesc de asemenea compuși intermetalici cum sînt: Cu_3As, Pd_3Sb, Ag_3Sb etc (tabelul 1.11) Greutatea totală a elementelor native în scoarță este redusă, nedepășind 0,1 % din greutatea scoarței.

Tabelul 1.11

Compuși intermetalici

Denumirea	Formula	Sistem de cristalizare	Culoare	Duritate Mohs
Electrum	(Au, Ag)	cubic	galbenă	2—3
Polixenul	(Pt, Fe)	cubic	albă-argintie	4—4,5
Platină paladiferă	(Pt, Pd)	cubic	albă-cenușie	4—4,5
Newjanskitul	(Ir, Os)	hexagonal	albă-cenușie	6—7
Sasertskitul	(Os, Ir)	hexagonal	oțel-cenușie	6

Minereuri de sulfuri, sulfosăruri și compuși similari. Grupa include minereuri de sulfuri, seleniuri, telururi, arseniuri și antimoniuri metalice provenite din zăcăminte hidrotermale.

Sulfurile metalelor grele sînt cele mai numeroase, avînd 0,15 % pondere din greutatea scoarței terestre. Prezența metalelor grele în zăcămintele hidrotermale este datorată antrenării lor din rezervoare magmatice sub formă de soluții coloidale în prezența hidrogenului sulfurat și sub formă de săruri duble ușor solubile instabile la temperaturi joase.

Minereuri de compuși halogenați. Majoritatea halogenurilor cu excepția clorurilor metalelor grele și cel mai adesea fluorina (CaF_2) și criolita (Na_3AlF_6) se întîlnesc în formațiunile hidrotermale. În condiții exogene, clorurile de sodiu, potasiu, magneziu și alte metale formează — împreună cu sulfații, boranții — alți compuși solubili în apă și se localizează în lagune formînd mari zăcă-

minte de compuși halogenați. Mările și oceanele sînt colectori ai clorurilor, bromurilor și iodurilor dizolvate (fluorurile nu se află în cantități mari în ape marine sau depozite saline).

Minereuri de oxizi și hidroxizi. Oxizii și hidroxizii metalici se concentrează în partea superioară a litosferei, la contactul cu oxigenul atmosferic liber. În procesele de alterare și oxidare a zăcămintelor sînt importante acțiunile oxigenului și bioxidului de carbon dizolvați în apele ce se infiltrează în scoarță și procesele de hidroliză ce determină precipitarea unor cationi ai metalelor sub formă de hidroxizi greu solubili în apă.

Minereuri și compuși oxigenați. O serie de compuși sînt chimic, săruri ale unor acizi oxigenați, formînd două treimi din totalul mineralelor. Majoritatea sărurilor oxigenate sînt combinații ionice tipice-cromați, molibdați, wolframați, vanadați, silicați, fosfați.

Minereuri de azotați. Azotații s-au format prin oxidarea azotului atmosferic în urma unor reacții biogene (procese bacteriogene în sol sau descărcări electrice din atmosferă). Se amintesc aici azotații de sodiu și de potasiu (salpetru de sodiu și salpetru de potasiu) ce formează zăcăminte importante.

Minereuri de carbonați. Sînt formate pe cale hidrotermală (siderit, rodocrozit, ceruzit, stronțianit, magnezit, calcit, aragonit) prin procese de alterare (magnezit, calcit) sau prin sedimentare (calcit, siderit, rodocrozit).

Minereuri de sulfați. Sulfații se întîlnesc în zăcăminte hidrotermale (anglezit, baritină, anhidrit, gips), sedimentare (celestina, baritină), în zonele de oxidare a sulfurilor (anglezitul) în roci de precipitare etc.

1.2.4. Combustibili

Combustibilii solizi din scoarța terestră sînt cărbunii minerali — naturali sau fosili, din care prin anumite procedee se obțin combustibilii atificiali (mangalul, semicocsul, cocsul, brichetele de cărbuni).

Combustibilii au o serie de componente de bază (masa combustibilă, umiditate) caracterizate prin compoziția cărbunilor (fig. 1.5 și tabelul 1.12).

În funcție de calitate se disting combustibili inferiori avînd $Q_i^t < 3\,000$ kcal/kg, combustibili medii $Q_i^t = 3\,000—5\,000$ kcal/kg combustibili superiori, $Q_i^t > 5\,000$ kcal/kg, unde Q_i^t este puterea calorifică inferioară raportată la starea inițială a combustibilului.

După natura resturilor organice, modul de acumulare și condițiile de carbonificare, cărbunii sînt:

— humici, formați prin incarbonizarea plantelor (majoritatea cărbunilor din țara noastră);

— sapropelici, formați din alge și mîl sapropelic (șisturi bituminoase și unele turbe);

— liptobiolitici, formați prin incarbonizarea substanțelor rășinoase și ceroase (piropirit).

Tabelul 1.12

Clasificarea și proprietățile cărbunilor naturali din țara noastră

Denumirea clasei	Denumirea grupei	W_h^i [%]	W_t^i [%]	V^{mc} [%]	Q_s^{mc} [kJ/kg]	Q_i^{mc} [kJ/kg]	Acizi humici [%]	Aspectul cocsului	C° [%]	H° [%]	(0°+N°) [%]	Aspectul cărbunelui și caracteristicile speciale
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Turbă	—	<30	30—90	65—75	20 097—23 446	18 841—22 190	25—75	praf	52—62	5,5—6,6	31—43	Structură vegetală fibroasă; culoare galben deschis pînă la brun-negru
Cărbune brun	Cărbune brun pămîntos	<20	20—65	55—75	22 190—27 124	20 934—25 958	30—80	praf	60—68	5,3—6	26—35	Aspect pămîntos amorf, sfărîmicios, fără structură vegetală, culoare brun-închis, brichetare fără liant
	Cărbune brun lemnos	9—20	17—45	53—68	23 446—27 633	22 190—26 377	5—35	praf	62—72	5,2—5,9	22—33	Aspect lemnos culoare galben brun pînă la negru, structură lemnoasă pronunțată urmă brună
	Cărbune brun mat	8—15	10—20	45—55	25 120—29 300	23 865—28 052	1—20	praf	67—74	5,0—5,7	20,3—28	Aspect mat, pietros, culoare brun-negru eventual urme de structură lemnoasă, urmă brună
	Cărbune brun cu luciu smolos	5—10	6—15	43—53	25 958—31 401	24 702—30 145	1,5	praf	69—78	5,0—6,7	20,3—28	Aspect smolos lucios, culoare neagră-brună, structură compactă, urmă brună
Cărbune brun huilos	—	2—5	3—7	42—52	26 796—32 258	25 540—39 982	urme	praf uneori cu început de aglomerare	70—79	4,8—5,7	16—25	Culoare neagră, fișii alternative lucioase și mate. Structură plană sau plan concoidală, urmă neagră cu nuanță brună

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

BCU IAȘI - CENTRAL UNIVERSITARĂ

Tabelul 1.12 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Huilă	Huilă cu flacără lungă	2—3	3—7	41—50	28 470—32 657	27 214—31 401	0	slab aglomerat	75—80	4,5—5,5	14,5—21	Culoare neagră fișii alternative lucioase și mate, spărtură concoidală, urmă neagră cu nuanță brună
	Huilă pentru gaz	1—2,5	3—7	35—45	29 308—31 169	28 052—33 913	0	umflat pînă la spongios	75—84	4,5—5,5	10,5—21	Culoare neagră stratificare puțin clară lucios, spărtură plană sau concoidală, urmă neagră nuanța brună
	Huilă grasă	1—2,5	2—5	25—38	30 564—36 425	29 308—35 169	0	umflat	78—88	4,5—5,5	6,5—18	Culoare neagră luciu puternic; de cele mai multe ori sfărîmicios și prăfos; urmă neagră
	Huilă pentru cocs	1—2,5	2—5	19—32	31 401—36 844	30 564—36 006	0	dur rezistent și compact	81—90	4—5	6—15	
	Huilă slab degresantă	<2	<5	10—19	33 076—37 263	32 238—36 425	0	de la aglomerat pînă la praf	86—92	3,5—4,8	3,2—11	
	Huilă antracitoasă	<1,5	<5	4—10	34 332—36 844	32 238—34 750	0	praf	88—94	3,5—4,8	1,2—9	
Antracit		<7	<10	1—4	32 657—35 169	32 238—34 750	0	praf	92—98	1—4	0,5—7	Culoare neagră, luciu metalic; de obicei sfărîmicios urmă neagră

După vîrsta chimică, se disting evolutiv turba, cărbunele brun, huila, antracitul.

Clasificarea internațională pentru huile este prezentată în figura 1.6.

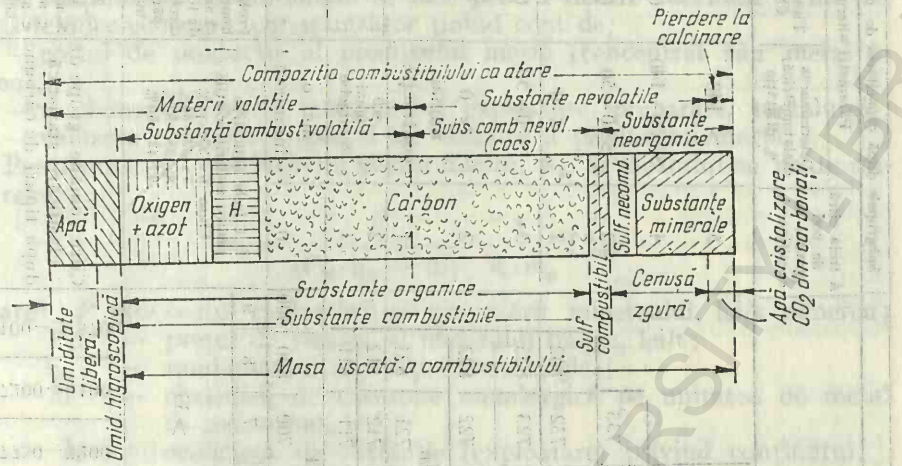


Fig. 1.5. Reprezentarea schematică a compoziției cărbunilor.

1.3. Condiții de valorificare a zăcămintelor de substanțe minerale utile

Condițiile de exploatabilitate a unui zăcămînt sînt denumite condiții industriale și înglobează condițiile impuse pentru ca rezervele unui zăcămînt să poată fi exploatate și valorificate în condițiile tehnicii contemporane. Din punctul de vedere al activităților, metodelor de studiu și stabilire a factorilor și a condițiilor de exploatabilitate sînt grupate în: condiții industriale — de calitate și tehnologice; condiții tehnico-miniere de exploatare; condiții economice.

Condițiile industriale se referă la posibilitățile de obținere și utilizare industrială a concentratelor marfă vandabile, la utilizarea metalului sau metalelor și caracterizează calitatea minereului în zăcămînt din punctul de vedere al conținuturilor în componenți utili sau nocivi, principali sau accesorii și din punctul de vedere al proceselor tehnologice de preparare posibile la nivelul tehnicii contemporane.

Indicatorii principali de apreciere a condițiilor industriale sînt: conținutul mediu sau minim (conținut minim industrial) al minereului în component util; conținutul limită al componentului util; conținutul minim extractibil; tonajul corespunzător de rezerve de minereu exploatabil; fluxul tehnologic de preparare a minereului.

Pentru minereuri polimetalice se calculează conținuturi echivalente prin însumarea conținuturilor tuturor componenților utili, exprimate prin echivalență cu unul din componenți considerat ca metal etalon (de obicei metalul etalon este cel cu conținutul maxim sau cu valoarea cea mai stabilă).

Grupele după capacitatea de aglutinare																												Subgrupele după capacitatea de cocsificare		
A doua cifră de cod	Parametri alternativi																											A treia cifră de cod (gradul de cocsificare)	Parametri alternativi	
	Grad de umflare	Cifre de coacere (după Roga)																											Determinarea dialatometrică, % dilatație	Tipul cocsului Gray-King
3	$4^1/_2-9$	$\geqslant 45$																										5	> 140	$>G_8$
																												4	$> 50-140$	G_5-G_8
																												3	$> 0-50$	G_1-G_4
																												2	$\leqslant 0$	E–G
2	$2^1/_2-4$	$> 20-45$																										3	$> 0-50$	G_1-G_4
																												2	$\geqslant 0$	E–G
																												1	numai contracție	B–D
1	$0-^1/_2$	0–5																										2	$\geqslant 0$ numai contracție	E–G
																												1		B–D
0	$0-^1/_2$	0–5																										0	nici o înmuiere	A
Clase	Prima cifră de cod		0			1			2		3			4		5		6		7		8		9			Cifrele indicative pentru materii volatile Clasa 6: 33–14% 7: 33–44% 8: 35–50% 9: 42–50%		Probele de cărbune nu trebuie să aibă mai mult de 10% cenușă la cercetare: astfel cărbunele trebuie preparat
	Materii volatile la substanța liberă de apă și cenușă, %		0–3			$>3-10$					$>14-20$							>33												
				$\geqslant 3-6{,}5$	$>55-10$		$>10-14$		$>14-16$	$>16-20$		$\geqslant 20-28$		$\Lambda\ 2-833$															
	Puterea calorică superioară a substației uscate la aer (30°C, 97%) și fără cenușă, în kcal/kg															>7750		7750–7200		7200–6100		6100–>5700				Cifre romane: grupe de clasificare statistică după tipuri de cărbune		Semnele înseamnă: $>$ mai mare ca $<$ mai mic ca Λ mai mic sau cel mult egal

Conținutul mediu sau minim este cel mai mic conținut mediu de zăcămînt la care minereul poate fi exploatat și valorificat în mod economic. Stabilirea conținutului mediu-minim se face pentru fiecare zăcămînt printr-un calcul tehnico-economic corespunzător ținînd cont de;

— costul de producție al produsului marfă (concentrat sau metal în lingou);

— randamentele medii realizate la: exploatare, preparare, metalurgie;

— valoarea comercială (prețul de vînzare) a produsului marfă.

Pentru calculul conținutului mediu minim, m_0, în zăcămînt se poate utiliza relația:

$$m_0 = \frac{P}{(V_M \cdot \eta_m - M)} \cdot \frac{1}{k_e \cdot m_p} [\%]$$

în care: P este costul exploatării și preparării minereului, lei/t minereu;

V_M — prețul de vînzare al metalului lingou, lei/t;

η_m — randamentul extracției metalurgice;

M — cheltuieli de extracție metalurgică pe unitatea de metal în concentrat, lei/t;

k_e — coeficient de extracție (exploatare) privind conținutul;

m_p — coeficientul extracției de metal la preparare.

Valoarea m_0 exprimă conținutul mediu-minim al minereului exploatabil la limita economicității calculat în zăcămînt și valoarea lui poate fi variabilă față de *conținutul mediu real* — m — al zăcămîntului.

Pentru: $m_0 < m$ — zăcămîntul este exploatabil în întregime și cu beneficiu;

$m_0 = m$ — se va exploata la limită tot zăcămîntul sau numai zonele mai bogate, cu beneficiu;

$m_0 > m$ — zăcămîntul este neexploatabil în întregime.

Conținutul mediu minim pentru un component accesoriu, ce se ia în considerare în stabilirea conținutului mediu minim echivalent trebuie să justifice extragerea lui prin acoperirea cheltuielilor directe de preparare prin plusul de valoare adus.

Conținuturile medii-minime orientative în componenții utili și componenții accesorii (recuperabili) pentru principalele minereuri industriale sînt date în tabelul 1.13.

Conținuturile minime industriale au valori variabile cu compoziția și structura minereului în condițiile de zăcămînt, cu condițiile geografice, economice, cu tehnologia de preparare etc.

Conținutul limită. Există două noțiuni de conținut limită, și anume;

— *conținutul limită marginal* sau de conturare a zonelor de minereu exploatabil — cel mai mic conținut al unei probe individuale de pe conturul mineralizației ce intră în calculul rezervelor de bilanț; la fiecare valoare a conținutului marginal va corespunde un anumit conținut mediu pe zăcămînt și un anumit tonaj de rezerve exploatabile. Orientativ, din date practice, se apreciază că acest conținut este de 40—70% din m_0;

— *conținut limită pe blocuri de rezerve* sau *conținut de selecție a blocurilor pentru exploatare* — similar conținutului mediu minim, dar la nivel de bloc de exploatare, calculat ca o mărime economică dependentă de conținutul

Tabelul 1.13

Conținuturi medii minime în componenții utili principali pentru unele minereuri

Minereuri	Component util principal	Conținut mediu minim [%]	Componenți accesorii principali
Aurifer	Au	2—3 [g/t]	Ag
Argentifer	Ag	300 [g/t]	Au, Pb
Cuprifer	Cu	0,5—0,8 [g/t]	Au, Pb, S, Ag
de Plumb	Pb	2—4	Zn, Ag
de Zinc	Zn	3—5	Pb (Cd, In, Ga)
de Pb + Zn	Pb + Zn	3—4	Ag, Cu
de Fier,	Fe	20—25	Mn, Ni, V, Ti
de Mangan	Mn	15—20	Fe
de Molibden	Mo	0,3	Cu
de Aluminiu	Al_2O_3	30—50	V, Ti, Ga
	Al_2O_3 în disten	6—8	
de Nichel	Ni	0,2—0,3	Cu, Pt
de Crom	Cr_2O_3	30—32	Fe
de Zirconiu	ZrO_2	1 % în aluviuni	
de Wolfram	WO_3	0,3	Mo
de Staniu	Sn	0,3	W, Ag
de Cobalt	Co	0,2	Ag, Ni, Bi, ± U, Ra
de Mercur	Hg	0,1	
de Vanadiu	V_2O_5	0,2	Ti
de Titan	Ti	7—8	
		1 % TiO_2 în aluviuni	
de Uraniu	U	0,02	Au, V, Co
de Potasiu	K_2O	10	
de Litiu	Li_2O	0,5	
de Niobiu	Nb_2O_5	1% în aluviuni	

mediu al zăcămîntului; blocurile de rezerve exploatate trebuie să aibă cel puțin acest conținut mediu; în funcție de diferite valori alese pentru conținutul de selecție se pot stabili valori pentru conținutul mediu m care să satisfacă prima condiție de exploatabilitate a zăcămîntului:

$$m \geqslant m_0$$

Între rezervele de minereu din zăcămînt și conținuturi există corelații reprezentate grafic prin curbe. Cunoașterea și interpretarea corectă a noțiunilor de conținut mediu-minim și conținut limită este de o deosebită importanță pentru determinarea rezervelor de bilanț exploatabile de minereu. Este deci evident că parametrii principali ai valorificării zăcămintelor metalifere sînt dependenți de acești indicatori.

Conținutul minim extractibil, sau conținutul limită extractibil de metal în minereu, este conținutul minim la care, practic, din punct de vedere economic minereul nu mai poate fi preparat (concentrat) prin metodele cunoascute. În cazul concentrării prin flotație, conținutul limită extractibil este conținutul de metal din sterilele uzinei de preparare, la un regim corect de funcționare. Valoarea conținutului minim extractibil este dependentă de

compoziția chimico-mineralogică a minereului, de relațiile cantitative dintre mineralele utile și cele de gangă și de compoziția granulometrică. Pentru minereuri cuprifere sulfurice de impregnație, de exemplu, conținutul minim extractibil este în jur de 0,1%.

Practic, valoarea conținutului minim extractibil se determină din rezultatele instalațiilor de preparare pentru diverse tipuri de minereuri, pe perioade mai lungi și în diferite condiții, calculîndu-se valori medii.

În afară de conținutul minim extractibil în component util este necesar să se țină cont și de conținutul limită maxim în componenți nocivi.

Tonajul de rezerve exploatabile este un indicator principal al posibilităților de obținere a concentratelor, deoarece de mărimea lui depinde transformarea zăcămîntului în obiect industrial. Tonajul de rezerve exploatabile este funcție de modul repartizării mineralizației în zăcămînt și trebuie să fie suficient de mare pentru a fi posibilă proiectarea unei unități de exploatare cu capacitate de producție și durată corespunzătoare, acceptabile eforturilor financiare totale.

1.4. Materii prime minerale utilizate în metalurgia extractivă

Materiile prime minerale de bază utilizate în metalurgia extractivă se pot grupa în: minereuri, combustibili (îndeosebi cocsul), fondanți și materiale refractare.

Cantitățile de materii prime necesare prentru obținerea metalelor sînt variabile în funcție de natura și caracteristicile materiilor prime și de procesul tehnologic de extracție a metalului. Astfel, în elaborarea unei tone de fontă sînt necesare între 4 și 9 t de materii prime (1,5—4 t minereu, 0,5—1,5 t fondanți, 1,5—3,5 t cărbune pentru cocs), iar pentru producerea pirometalurgică a unei tone de cupru sînt necesare 50—200 t minereu, 2—3 t fondanți, 3—4 t cărbune pentru cocs etc.

Minereuri. În procesul de extragere a metalelor îndeosebi neferoase, minereurile intervin cu ponderea cea mai mare. Minereurile definite ca mase minerale din care se pot extrage economic metalul sau metalele conținute, se compun din minerale utile (sulfuri, oxizi, compuși oxigenați, halogenuri, subordonat metale native) și minerale sterile (cuarț, calcită, feldspați etc.). Minereurile pot fi mono sau polimetalice, feroase (Fe Mn, Cr) și neferoase (de metale grele — Cu, Pb, Zn; de metale ușoare — Al, Mg; de metale rare — Ti, V, Ta; de metale prețioase — Au, Ag, Pt). După natura sterilului minereurile sînt silicioase, calcaroase sau argiloase etc.

Clasificarea minereurilor utilizate ca materii prime în metalurgia extractivă este dată în tabelul 1.14.

Pentru aprecierea calității unui minereu dintr-un zăcămînt, este important, după cum s-a menționat, conținutul de mineral sau conținutul de metal, exprimat în % sau g/t; în cazul cărbunilor, calitatea se apreciază prin conținutul de cenușă. Cel mai mic conținut mediu de zăcămînt, la care minereul poate fi exploatat și valorificat în mod economic, este conținutul mediu minim.

Tabelul 1.14

Clasificarea minereurilor utilizate ca materii prime în metalurgia extractivă

Criteriul de clasificare	Minereuri
Combinațiile chimice ale metalului de extras: — după metalul obținut — după combinațiile chimice în care se găsește metalul	De, Cu, Pb, Au — Ag etc. De oxizi, (oxidice,) de silicați, de carbonați sulfuroase sulfo-arsenioase
Complexitate	Simple — monometalice Complexe — polimetalice
Compoziția sterilului	Acide { silicioase — SiO_2 ; aluminoase — Al_2O_3 Bazice { calcaroase — $CaCO_3$; feruginoase — Fe_2O_3

Conținuturile medii minime, menționate în tabelul 1.14, permit valorificarea minereurilor numai în cazul în care acestea sînt supuse unor operații de îmbunătățire a calității lor, numite operații de preparare.

O importantă sursă de materii prime cu conținut metalic o reprezintă atît pentru siderurgie cît și pentru metalurgia neferoasă deșeurile metalice și o serie de subproduse ale uzinelor metalurgice (zguri de la metalurgia oțelului, a plumbului, a zincului, a cuprului, nămolurile roșii de la fabricarea aluminei, prafuri, cenuși de pirită, cenuși de termocentrale etc.)

Combustibili. Combustibilii au rol esențial în procesele metalurgice generînd căldura necesară desfășurării proceselor și realizînd reducerea oxizilor metalici în metal. Combustibilul utilizat la producerea fontei în furnal realizează:

— căldura necesară menținerii temperaturii de desfășurare a proceselor de reducere și de formare a fontei și zgurei;

— reducerea oxizilor, direct — prin conținutul de carbon — și indirect — prin oxidul de carbon realizat la ardere;

— carburarea fierului rezultat din reducerea oxizilor și transformarea lui în fontă;

— permeabilitatea la gaze a coloanei de material din furnal (combustibilul solid).

Combustibilul cel mai utilizat în procesele pirometalurgice și îndeosebi la elaborarea fontei este cocsul (99%), produs artificial rezultat din pirogenarea unor sorturi de cărbune în absența aerului, la temperaturi înalte. Pentru furnale se mai utilizează cărbunele de lemn — mangalul — în proporție de 1%. Deși ceilalți combustibili naturali — petrolul și în mod deosebit gazele naturale — au calități superioare, utilizarea lor în metalurgia extractivă este limitată, datorită rezervelor mai scăzute decît cele de cărbuni și a necesității valorificării lor superioare.

Fondanți, roci și substanțe minerale nemetalifere. Fondanții sînt utilizați în procesele pirometalurgice pentru formarea zgurei fluide în care se colec-

tează impuritățile și unele metale accesorii. Fondanții sînt zgurifianți ai sterilului minereului și cenușii combustibilului utilizat. În funcție de sterilul minereului și cenușa combustibilului, fondanții utilizați sînt:

— bazici, și anume calcarele (calcită pură și calcare dolomitizate cu magnezită ce măresc fluiditatea zgurei) și ankeritele (amestecuri izomorfe de $FeCO_3$, $CaCO_3$, $MgCO_3$). Se mai utilizează zgură Martin pentru recuperarea fierului și manganului, fosforitul cu 10—15% P și 35—40% CaO pentru producerea fontei Thomas;

— aluminoși — bauxite sărace — utilizate la topirea minereurilor de fier sărace în alumină (dacă s-ar utiliza exclusiv calcar, zgurile ar fi greu fuzibile);

— acizi — minereuri silicioase sărace, utilizate la topirea minereurilor bogate în alumină.

Dintre toți fondanții cel mai utilizat este calcarul și subordonat dolomita, cuarțitele, bauxitele, magnezita, fluorina și unele zguri din procesele metalurgice.

Fondanții utilizați pentru formarea zgurei în cuptorul Siemens Martin sînt:

— calcarul, pentru legarea oxizilor acizi și amfoteri în zgura bazică;

— varul ars — rezultat din arderea calcarului, cu minim 95 + 2%CaO + + MgO(> 94% CaO și <1% Mg) și maxim 2,5% SiO_2, iar pentru convertizoare cu maxim 1—2% SiO_2;

— nisipul, pentru legarea oxizilor bazici și amfoteri în zgura acidă.

Tot în cuptorul Siemens Martin pentru scăderea temperaturii de topire a amestecului de zgură lichidă și var și accelerarea dizolvării varului se utilizează ca fondați: fluorura de calciu (fluorina) și bauxita; varul — pentru zgură acidă; materiale oxidante — arsura de fier și minereu de mangan, ce au și efect fondant; spărturi de cărămizi acide (silica, șamotă) pentru corectarea conținutului de SiO_2 și Al_2O_3.

În afara materiilor prime menționate, în metalurgia extractivă se mai utilizează mari cantități de alte materii prime specifice unor procedee speciale: sarea, necesară extragerii metalelor neferoase prin clorurare, criolita utilizată în metalurgia aluminiului, grafitul, argilele, cuarțite pentru fabricarea materialelor refractare etc.

Materialele refractare sînt produse cu temperatura de topire (refractaritatea) minimă de 1 580°C (1 500°C pentru refractare cu liant cordieritic).

După refractaritate se disting materiale refractare cu temperatura de topire pînă la 1 770°C cu refractaritate ridicată (1 770—2 000°C) și superrefractare (peste 2000°C).

După coeziune se disting: refractare granulare (pulberi, mortare, betoane), produse fasonate (cărămizi, blocuri etc) și prefabricate din beton refractar.

După complexitate se disting refractare simple și complexe (formate din 2—3 straturi de mase diferite).

1.5. Principii de bază ale preparării substanțelor minerale utile

1.5.1. Condiții de calitate impuse materiilor prime utilizate industrial și necesitatea preparării lor

Problema asigurării bazei de materii prime pentru industriile metalurgică, chimică, ceramică, materialelor de construcții etc. are în afara aspectului cantitativ și un aspect calitativ, impus de specificul proceselor industriale și de considerații tehnico-economice.

Deoarece condițiile de calitate impuse sînt rareori și numai parțial îndeplinite de substanțele minerale utile extrase în zăcăminte, este necesară aducerea sub o formă care să permită valorificarea lor rațională, prin operațiile de preparare.

Condiții de calitate pentru minereuri metalifere. Calitatea produselor rezultate în urma proceselor tehnologice de preparare și livrate metalurgiei extractive este dependentă nu numai de conținutul metalic (în componenți utili sau nocivi, principali și accesorii) ci și de compoziția chimico-mineralogică, de granulație, de unele proprietăți fizice: în stabilirea valorii metalurgice a unui concentrat metalifer este necesar să se țină cont de toți acești factori.

Conținutul metalic este esențial, influențînd extracția metalugică, consumurile specifice de cocs și fondanți, productivitatea instalațiilor și în final costul metalelor.

Creșterea conținutului metalic al materiei prime determină scăderea consumurilor specifice de cocs și fondanți și creșterea productivității agregatelor metalurgice datorită prelucrării unor cantități mai reduse de minereu pentru obținerea aceleiași cantități de metal și a cantității mai mici de zgură ce trebuie topită. De exemplu, cu creșterea conținutului de fier al minereului consumurile specifice de cocs și fondant scad și crește productivitatea furnalului (fig. 1.7).

Prezența mai multor metale (minereuri polimetalice) și a elementelor însoțitoare complică procesele de prelucrare metalurgică, pierderile metalice sînt mai mari, calitatea metalelor extrase poate scădea. De exemplu, în metalurgia plumbului la topirea în cuptor Water-Jacket, prezența zincului determină scăderea extracției plumbului, datorită viscozității mari a zgurei formate ce reține mari cantități de plumb. Prezența zincului și a altor elemente însoțitoare (Bi, Sn, Sb, As) este limitată (Zn $<8\%$, As $<0{,}1\%$, Bi $<0{,}01\%$ etc), depășirile fiind penalizate.

Pentru minereurile de fier, prezența unor elemente ca: mangan (min. 1,2—1,5%), vanadiu (min. 0,2%), nichel (min. 0,3%) mărește valoarea minereului, iar prezența cuprului (peste 0,1—0,2%), a sulfului (peste 0,5—1%), a arsenului (peste 0,01—0,02%), a fosforului (peste 0,5—1%) este dăunătoare, scăzînd unele caracteristici mecanice ale fontei etc.

Pentru metalurgia extractivă este deci necesară livrarea unor minereuri sau produse cît mai bogate în metal util și fără impurități, obținute în urma operațiilor de concentrare sau îmbogățire. Minereurile brute nu sînt prelucrate metalurgic decît în cazul conținuturilor suficient de ridicate (unele minereuri de Fe), sau atunci cînd procesul metalurgic permite acest lucru (unele procedee hidrometalurgice prelucrează și minereuri mai sărace).

Compoziția chimico-mineralogică influențează desfășurarea proceselor metalurgice.

Prezența metalelor sub formă de sulfuri impune prăjirea lor prealabilă pentru facilitarea proceselor pirometalurgice.

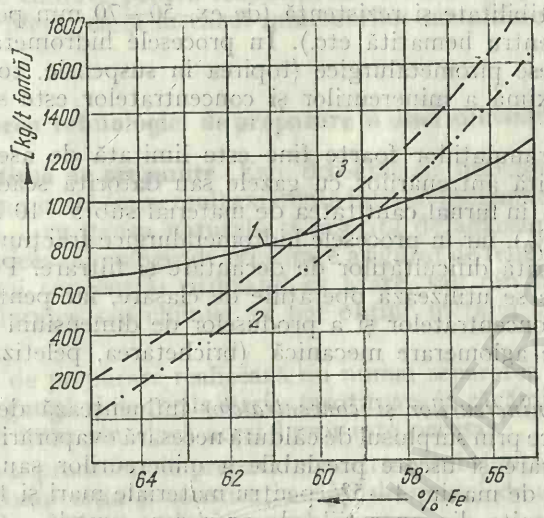


Fig. 1.7. Influența conținutului de fier din minereu asupra consumului de cocs (*1*), calcar (*2*) și asupra conținutului de zgură (*3*).

Un minereu cu același metal prezent în mai multe specii mineralogice este mai dificil de prelucrat (prelucrarea hidrometalurgică a minereurilor având cupru sub formă de oxizi și sulfuri impune o prăjire prealabilă — oxidantă sau clorurantă — pentru obținerea unor compuși chimici ai cuprului, solubili în același solvent).

Compoziția chimico-mineralogică a sterilului, exprimată prin indicele de bazicitate:

$$i_b = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} \quad \text{sau} \quad i_b = \frac{CaO}{SiO_2}$$

este deosebit de importantă în procesele hidrometalurgice (în alegerea solvenților — acizi pentru minereuri silicioase cu $i_b < 1$ și bazici pentru minereuri calcaroase cu $i_b > 1$) și în procesele pirometalurgice, în care compoziția zgurei este determinată. În metalurgia fontei minereurile de fier cu un indice de bazicitate 1 (autofondante) pot fi valorificate mai economic chiar la un conținut mai redus în fier.

Ameliorarea compoziției chimico-mineralogice se realizează prin operațiile de concentrare simultan ca îmbogățirea minereurilor, sau prin procedee speciale.

Granulația minereurilor este importantă în desfășurarea proceselor metalurgice, fiecare proces având specifică o anume granulație. Reacțiile chimice

și transferul caloric sînt mai intense cu scăderea dimensiunii particulelor minerale. În furnal, cu creșterea dimensiunii granulelor de minereu, procesul de difuziune și de reducere este mai lent, mărind durata proceselor fizico-chimice, deși crește consumul de combustibil și scade productivitatea furnalului. Din acest motiv, pentru minereurile de fier, se limitează dimensiunea maximă funcție de reductibilitate și rezistență (de ex. 50—70 mm pentru magnetită, 100—150 mm pentru hematită etc.). În procesele hidrometalurgice precum și în unele procese pirometalurgice (topirea în suspensie, topirea ciclonară) dimensiunea maximă a minereurilor și concentratelor este sub 0,5—1 mm, rar 3—5 mm.

Utilizarea granulațiilor foarte fine este limitată de asemenea în pirometalurgie datorită antrenărilor cu gazele sau datorită scăderii permeabilității încărcăturii (în furnal cantitatea de material sub 5—10 mm admisă este de maxim 5—10%), iar în procesele hidrometalurgice fracțiunile sub 10—20μ sînt evitate datorită dificultăților de decantare și filtrare. Pentru realizarea granulației dorite se utilizează operațiile de clasare, iar pentru valorificarea minereurilor, a concentratelor și a produselor de dimensiuni reduse se utilizează operații de aglomerare mecanică (brichetarea, peletizarea și aglomerare termică.

Umiditatea minereurilor și concentratelor influențează desfășurarea proceselor metalurgice prin surplusul de căldură necesară evaporării apei. Se impun operații de desecare și uscare prealabile a minereurilor sau concentratelor pînă la umiditate de maxim 4—5% pentru materiale mari și 10—15% pentru concentrate provenite din operațiile de preparare umedă.

Condițiile de calitate pentru minereuri și concentrate metalifere sînt reglementate prin diferite acte normative, care diferă de la zăcămînt la zăcămînt.

Condiții de calitate pentru combustibili. Calitatea cocsului metalurgic (atît pentru siderurgie cît și pentru metalurgia neferoasă) reprezintă un ansamblu de caracteristici chimice, fizico-chimice și fizico-mecanice care determină eficiența comportării sale în procesul metalurgic.

Caracteristicile chimice ale cocsului cuprind: compoziția (umiditate, cenușă, materii volatile, sulf, fosfor. carbon fix) și puterea calorifică.

Caracteristicile fizico-chimice și fizice sînt: reactivitatea, gradul de grafitare, porozitatea.

Caracteristicile fizico-mecanice ale cocsului includ: rezistența mecanică, granulația și forma, greutatea volumetrică. Aceste caracteristici sînt influențate de calitatea materiei prime și de tehnologia fabricării cocsului.

Pentru realizarea funcțiilor sale și ținînd cont că se află în contact cu minereul, metalul și zgura, cocsul metalurgic trebuie să aibă următoarele caracteristici mai importante:

— putere calorifică ridicată, deci conținut mare de carbon fix și conținut în cenușă și umiditate redus;

— conținut redus în elemente nocive — (creșterea cenușii cu 1% și a S cu 0,1% determină creșterea consumului specific de cocs și de fondanți cu 1,5—2,5%, scăzînd productivitatea agregatului metalurgic cu 2,5%);

— capacitatea ridicată de reacție, sau combustibilitate (reacția C cu O_2) și reductibilitate (reacția cu CO_2);

— rezistență mecanică ridicată — pentru a nu se sfărîma și tasa în agregatul metalurgic datorită greutății coloanei de material.

Obținerea cocsului cu calitățile menționate impune pregătirea cărbunilor (a huilelor cocsificabile) prin operații de preparare mecanică și termică.

Condițiile de calitate pentru fondanți, se referă în general la conținut și la granulație și diferă, ca și în cazul minereurilor metalifere, de la zăcămînt la zăcămînt.

1.5.2. Alegerea tehnologiei de preparare a unei substanțe minerale utile

Varianta optimă de preparare. Este deosebit de important de cunoscut dacă substanța minerală (minereul) existentă într-un zăcămînt, în starea în care poate fi extrasă — cu ganga naturală și însoțită de adaosuri sterile — poate fi supusă unui proces tehnologic de preparare asigurat de tehnica contemporană cu obținerea unui concentrat utilizabil ca atare, sau din care prin procese ulterioare, metalurgice sau chimice se pot obține metalul sau metalele conținute.

Procedeele de preparare realizează nu numai separarea mineralelor utile de mineralele de gangă și de rocile sterile însoțitoare în zăcămînt ci și separarea mineralelor utile între ele, dacă acest lucru este necesar.

Alegerea unui procedeu de preparare pentru o substanță minerală se face ținînd cont de compoziția și constituția ei și de gradul de asociere (concreștere) a mineralelor utile cu cele de gangă.

Studierea mai multor variante de flux tehnologic de preparare pentru aceeași substanță minerală și proiectarea tehnologiei de preparare se efectuează în paralel sau preced celelalte studii și trebuie să cuprindă date tehnice (grad de sfărîmare, randamente, extracții și conținuturi metalice) și date economice (prețuri, valoarea concentratelor etc). Este necesar ca obținerea concentratelor să poată fi asigurată cu pierderi minime și la prețurile cele mai avantajoase.

Trebuie să se urmărească valorificarea completă și complexă a substanței minerale din zăcămînt pe sorturi industriale și cu recuperarea tuturor componenților utili, principali și accesorii.

Pe baza încercărilor tehnologice de preparare se determină conținutul de mineral util sau metal în concentrat, valoarea comercială a concentratului și valoarea metalului (metalelor).

La determinarea extracției în metal, în procesul de preparare, se ține cont de conținutul mediu al minereului extras din zăcămînt; se pot stabili, pe baza încercărilor efectuate, curbe de variație a extracției metalice în concentrat în funcție de conținutul mediu din minereu.

Varianta optimă de preparare se alege ținînd cont de costul produsului metalurgic final determinat prin integrarea tuturor factorilor care intervin de la exploatarea minieră pînă la extracția metalurgică.

Costul maxim admisibil al preparării unui minereu este dat de relația:

$$p = \frac{P_A}{\rho \cdot a}(K + 1 - \Delta_{min}) \text{ [lei/t minereu]}$$

în care: P_A este costul exploatării și preparării, lei/t minereu;

$\rho = \eta_m$ — coeficient de extracție a metalului în procesul metalurgic;

a — conținutul în element util ai minereului brut, kg/t minereu;

$K = \frac{P_M}{P_A}$, unde P_M este costul transportului și prelucrării metalurgice a concentratului, lei/t;

Δ_{min} — valoarea minimă a expresiei

$$\Delta = \frac{1 + Kv}{iv},$$

unde: i este gradul de îmbogățire realizat prin preparare;

v — extracția în greutate a concentratului obținut prin preparare.

Dacă o variantă tehnologică de preparare realizează un cost real mai mic decît cel calculat cu relația dată, ea este considerată optimă.

Direct legat de tehnologia de preparare și de obținerea concentratelor utilizabile industrial, este necesar studiul prezenței și limitele admisibile ale conținuturilor în unii componenți nocivi din minereu.

Un component al unui minereu poate fi dăunător numai în prezența anumitor componenți mai utili — de exemplu, sulful peste un anumit conținut este nociv pentru minereuri de fier, dar poate fi valorificat ca element accesoriu în alte minereuri, deci nu se poate vorbi în mod absolut de elemente dăunătoare.

În valorificarea unor minereuri complexe trebuie să se urmărească și posibilitățile de valorificare a unor componenți accesorii, ca elementele rare și disperse (Se, Te, Cd, Sr, Ge, In, Ga etc).

Se poate deci aprecia că studiul tehnologiei de preparare trebuie să urmărească și rezolvarea următoarelor probleme:

— separarea componenților nocivi la conținuturile maxim admisibile;

— stabilirea componenților accesorii ce pot fi valorificați și conținuturile la care valorificarea este indicată;

— modul de realizare a valorificării: global sau pe sorturi industriale de minereu, ținînd cont de condițiile de zăcămînt și de exploatabilitatea minereului.

Regimul de preparare. Se proiectează și se conduce astfel încît recuperarea mineralelor utile în concentrate să fie maximă, pentru ca valoarea potențială a substanței minerale din zăcămînt să devină valoare efectivă. Regimul de preparare trebuie să asigure, în limitele economice admise și proiectate, recuperarea tuturor componenților utili principali și a celor accesorii (îndeosebi metale prețioase, rare și disperse), crescînd în acest fel valoarea minereului.

Pentru o calitate superioară a concentratelor, deci o valoare comercială mare și un cost al preparării minim, conținuturile de util în sterile trebuie să fie cît mai reduse, iar procedeul de concentrare să fie cît mai selectiv.

Este necesar ca minereurile de sorturi diferite avînd caracteristici tehnologice diferite, să urmeze fluxuri tehnologice diferite pentru creșterea extracțiilor și o mai bună calitate a concentratelor.

Regimul de preparare poate fi ales conform condițiilor economice de vînzare a concentratelor. Se construiesc experimental curbe globale — extracție în greutate a concentratului — conținut de metal în minereul de alimentare — pentru mai multe tipuri de minereuri de alimentare, din care se poate alege regimul de preparare. La două extracții în greutate v_1 și v_2 se obțin concentrate de valori comerciale diferite V_1 și V_2, rezultatul economic: $v_1V_1 > v_2V_2$ justificînd mersul uzinei de preparare după primul regim.

Valoarea metalurgică și valoarea comercială a minereurilor, concentratelor, metalelor. În procesul de valorificare a substanțelor minerale se disting, în general, patru stadii principale de stabilire a valorilor și cheltuielilor pentru produsele obținute, stadii cărora le corespund ca obiecte de evaluare;

— rezervele de bilanț (produsul etapelor de prospecțiune și explorare);

— rezervele exploatabile de substanță minerală (produsul etapei de proiectare);

— rezervele industriale de substanță minerală destinate uzinei de preparare (produsul procesului de exploatare);

— producția de concentrate destinată uzinelor metalurgice (produsul procesului de preparare).

Deși concentratele sînt produse finite ale unei etape de valorificare, valoarea lor reală se stabilește pe baza valorii metalelor și a altor elemente ce pot fi obținute din concentrate prin operații metalurgice.

În stabilirea valorii reale a minereului (în zăcămînt, sau alimentarea uzinei de preparare) se procedează similar.

Valoarea reală relativă (pe tonă) sau *absolută* (pe total) în stadiile amintite, se exprimă prin valoarea comercială (unitară) a metalului sau metalelor, afectată de cantități și de coeficienții de extracție ai produselor ulterioare pînă la metal lingou.

Aprecierea calității unui minereu sau concentrat se face nu numai pe baza conținutului metalic, valoarea reală — numită și *valoare metalurgică* se stabilește ținînd cont și de compoziția chimico-mineralogică, granulație, umiditate etc.

Valoarea metalurgică se exprimă prin conținutul de *metal echivalent* considerat metalul principal din minereu sau concentrat, sau un metal ales convențional, important industrial sau economic (Au sau Cu) în care sînt transformate celelalte metale (elemente) prezente.

Transformarea în metal echivalent se face:

— în funcție de raportul prețurilor diferitelor metale accesorii și cel al metalului etalon;

— ținînd cont de influența (pozitivă sau negativă) a metalelor accesorii în valorificarea minereului sau concentratului.

În cazul minereurilor complexe, valoarea reală se calculează ca sumă a valorilor metalelor sau elementelor valorificabile și recuperabile, sau utilizînd conținuturile echivalente în metalul etalon.

Valoarea metalurgică a minereurilor și concentratelor de fier se calculează cu expresia:

$$V_m = \frac{Fe + 0{,}5\,Mn}{1 + 0{,}02\,(Si_2 - CaO)}\,[\%]$$

pentru minereuri cu indicele de bazicitate $i_b < 1$, și cu expresia:

$$V_m = \text{Fe} + 0{,}5\ \text{Mn}\ [\%]$$

pentru minereuri cu indicele de bazicitate $i_b > 1$.

Valoarea minereului în zăcământ se mai numește și valoare globală, iar valoarea minereului extras și prelucrat — valoare extractibilă sau industrială. Valoarea industrială a minereului este deci valoarea comercială a metalelor extrase dintr-o tonă de minereu prin extracție și prelucrare.

Valoarea comercială a unui minereu se determină în funcție de valoarea lui metalurgică și se exprimă prin prețul de vînzare — cumpărare, stabilit prin contracte bilaterale sau de către uzinele metalurgice.

Prețul de vînzare — cumpărare se calculează cu formule empirice, care țin cont de:

— pierderile metalurgice;
— cheltuieli de topire;
— bonificații sau penalizări legate de prezența diferitelor metale și elemente însoțitoare.

Valoarea comercială a minereurilor și concentratelor se poate calcula cu formule de forma:

$$V = 10^{-2} P c - F$$

în care: V este valoarea unei tone de minereu sau concentrat;
P — prețul unei tone de metal conținut;
c — conținutul metalic, %;
F — cheltuieli necesare pentru transformarea unei tone de minereu sau concentrat într-o tonă de metal (cheltuieli de transformare), ce cuprind cheltuieli de transport și de tratare, pierderi în procesele de preparare și metalurgie etc.

De exemplu, prețul de vînzare — cumpărare al minereurilor și concentratelor de plumb poate fi calculat astfel:

$$V = mP\frac{c - b}{100}F + B$$

unde: m este extracția metalurgică a plumbului ($\sim 95\%$);
P — prețul curent pe tona de plumb;
c — conținutul de plumb, % din minereu sau concentrat;
b — penalizări legate de prezența impurităților de zinc, bismut, staniu, arsen etc, transformate în procente de plumb și anume:
0,5% Pb pentru fiecare 0,01% Bi ce depășește conținutul maxim admisibil de 0,01% Bi;
1% Pb pentru fiecare 1% As ce depășește conținutul maxim admisibil de 0,1% As;
1% Pb pentru fiecare 1% Sn ce depășește conținutul maxim admisibil de 0,1% Sn etc.
F — taxe de topire pe tona de minereu sau concentrat (cheltuieli + + beneficii) percepute de uzina metalurgică;
B — bonificații pentru argint și aur și anume:
pentru Ag: $0{,}98/p_1 \cdot c_1$

unde: 0,98 este extracția metalurgică a argintului;
p_1 — prețul argintului/gram;
c_1 — conținutul de argint, g/t.
pentru Au: $(c_2 - 2)p_2$
unde: c_2 este conținutul în aur g/t;
p_2 — prețul aurului/gram.

1.6. Clasificarea operațiilor de preparare a substanțelor minerale utile

În funcție de proprietățile substanțelor minerale și de scopul urmărit, operațiile de concentrare se realizează prin: metode *fizico-mecanice* sau mineralurgice, în urma cărora substanțele minerale nu se transformă chimic sau structural și metode *fizico-chimice*, — prepararea chimică — cu importante modificări chimice și structurale ale substanțelor minerale, motiv pentru care aceste operații pot fi considerate premetalurgice sau metalurgice.

Din punctul de vedere al scopului urmărit prin preparare, sînt mai multe operații de preparare.

1.6.1. Operații de modificare sau îmbunătățire a granulației substanțelor minerale

Sfărîmarea și măcinarea prin care se realizează reducerea dimensiunilor substanțelor minerale sub acțiunea unor factori mecanici, cu obținerea unui produs de granulație preponderentă $\geqslant 5$ mm (sfărîmarea) și <5 mm (măcinarea). Dimensiunea limită de 5 mm este adoptată convențional și este variabilă în funcție de natura materialului. Pentru materiale neomogene ca duritate se pot obține produse distincte dimensional dar și cu compoziție mineralogică diferită (sfărîmarea sau măcinarea selectivă).

Sfărîmarea și măcinarea se produc ca urmare a deformațiilor (compresiune, întindere, încovoiere, frecare, forfecare) în momentul în care tensiunile depășesc limita de rezistență a materialului și sînt însoțite de formarea unor noi suprafețe, deci de creșterea energiei potențiale a sistemului (consumul de energie pentru aceste operații este ridicat). Caracteristica granulometrică a produsului sfărîmat este liniară sau convexă, iar a produsului măcinat este concavă.

Sfărîmarea și măcinarea se realizează de obicei în etape succesive și sînt definite de doi indicatori tehnologici principali: gradul de sfărîmare și eficacitatea procesului.

În funcție de granulația produsului sfărîmat se distinge sfărîmarea grosieră (cu granulația maximă în produsul sfărîmat 350—100 mm), medie (idem, 100—400 mm) și fină (idem, 40—5 mm).

Clasarea, proces care realizează separarea unui material neomogen dimensional, în produse (clase) relativ omogene ca granulație.

Prin clasare se realizează și reducerea volumului de material introdus la sfărîmare sau măcinare, prin îndepărtarea granulelor mai mici decît dimensiunea de sfărîmare sau măcinare.

Se distinge: clasarea *volumetrică*, bazată pe diferențele de volum ale particulelor minerale și clasarea *gravitațională (simptotică)*, datorată diferențelor vitezelor de cădere în fluide (apă, aer) ale particulelor minerale.

La clasarea gravitațională viteza de cădere a particulelor sferice, pentru un conținut de 10 ... 15% solid în suspensie, se determină diferențiat, cu relațiile Stokes pentru particule sub 0,15 mm, Allen pentru domeniul 0,15 ... 1,5 mm și Newton-Rittinger pentru particule mai mari de 1,5 mm.

Principalul indicator al operațiilor de clasare este eficiența.

Sfărîmarea și clasarea pot fi operații de preparare mecanică, preliminare, necesare desfășurării proceselor de preparare ulterioare, sau pot fi operații de sine stătătoare. realizînd granulația impusă de beneficiar.

Aglomerarea în bucăți a materialelor fine (minereuri sau concentrate). În elaborarea pirometalurgică a metalelor, materiile prime nu pot fi utilizate în stare pulverulentă, procedeele tehnologice reclamînd dimensiuni mai mari, cu limitarea materialului fin admisibil în granulometrie.

Transformarea materialelor mărunte și pulverulente în bucăți de dimensiuni mai mari se face prin *procedee de aglomerare*. După modul realizării, se disting: *procedee de aglomerare mecanică* (brichetare, peletizare), bazate pe acțiunea forțelor de adeziune dintre granulele minerale și a unor forțe exterioare, cementarea particulelor fiind accelerată de prezența sau adaosul unor lianți și procedee de aglomerare termică; *sinterizarea* pentru minereuri (în prezența aerului) și *semicocsificarea* și *cocsificarea*, pentru cărbuni (în absența aerului), procese complexe, cu reacții și transformări chimice și structurale datorate temperaturilor înalte.

Prin aglomerare se valorifică și deșeurile de la diverse fabricații metalurgice — praf de furnal, cenuși de Py, arsuri laminoare, prafuri de la multicicloane etc.

Utilizarea produselor aglomerate ameliorează performanțele proceselor metalurgice (productivitatea mărită, scăderea consumurilor specifice etc.).

Sinterizarea, proces fizico-chimic complex, realizează transformarea în bucăți a concentratelor și minereurilor mărunte pentru siderurgie și metalurgia neferoasă. Sinterizarea realizează și o concentrare în elemente utile, prin îndepărtarea elementelor sau compușilor volatili (S, As, O_2), cu obținerea unor produse ușor reductibile. Procedeul se bazează pe căldura degajată de arderea combustibilului (cocs, mangal, cărbune) cu minereul sau la arderea sulfului cu oxigenul din aer pentru concentratele sulfuroase.

Semicocsificarea și cocsificarea. Procesul de încălzire a cărbunilor sau șisturilor combustibile în absența aerului la temperaturi care determină descompunerea masei organice este un proces de carbonizare sau degazare. *Semicocsificarea* — carbonizarea la temperatură joasă — se realizează pînă la 500 ... 600°C, iar *cocsificarea* se realizează la temperatură medie, 700 ... 800°C, sau înaltă, 900 ... 1 000°C, procesele fiind pirogenetice. Produsele obținute, semicocsul și îndeosebi cocsul, au utilizări multiple, energetice, în metalurgia feroasă și neferoasă etc.

1.6.2. Operații de ameliorare a conținutului în util sau a compoziției chimico-mineralogice a substanțelor minerale și operații auxiliare

Aceste operații formează obiectul *concentrării* sau *îmbogățirii* și care realizează: separarea mineralelor utile de cele sterile, separarea componenților nocivi la conținuturile maxim admisibile.

În ultimele decenii, așa cum s-a arătat, aceste operații au căpătat denumirea de „MINERALURGIE", care reprezintă știința concentrării mineralelor.

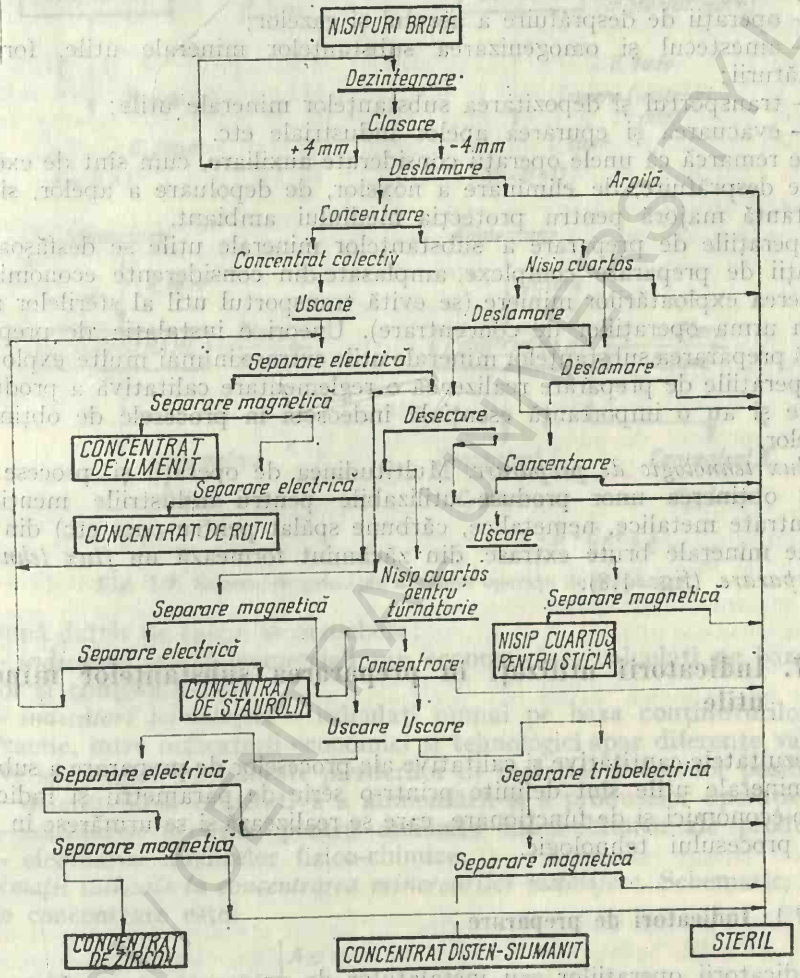


Fig. 1.8. Flux tehnologic de preparare.

Operațiile de concentrare sînt esențiale în valorificarea completă și complexă a substanțelor minerale utile. Ele se bazează pe deosebirile naturale sau create artificial între proprietățile fizice sau fizico-chimice ale mineralelor componente.

Operațiile auxiliare sînt operații care întregesc ansamblul operațiilor de preparare, fără a fi specifice. Procesele auxiliare și de deservire tehnologică sînt considerate:

— eliminarea apei din produsele obținute, operație realizabilă prin *procedee mecanice*: deșlamarea, îngroșarea — cu obținerea unor produse cu 50...60% solid, filtrarea — cu obținerea de produse cu umiditate sub 10%, și *procedee termice:* uscarea naturală și artificială, cu obținerea unor produse cu 1 ... 3% umiditate;

— operații de desprăfuire a aerului și gazelor;

— amestecul și omogenizarea substanțelor minerale utile, formarea încărcăturii;

— transportul și depozitarea substanțelor minerale utile;

— evacuarea și epurarea apelor industriale etc.

Se remarcă că unele operații considerate auxiliare, cum sînt de exemplu cele de desprăfuire, de eliminare a noxelor, de depoluare a apelor, sînt de importanță majoră pentru protecția mediului ambiant.

Operațiile de preparare a substanțelor minerale utile se desfășoară în instalații de preparare complexe, amplasate din considerente economice în apropierea exploatărilor miniere (se evită transportul util al sterilelor rezultate în urma operațiilor de concentrare). Uneori o instalație de preparare asigură prepararea substanțelor minerale utile extrase în mai multe exploatări.

Operațiile de preparare realizează o reglementare calitativă a producției miniere și au o importanță esențială îndeosebi în procesele de obținere a metalelor.

Flux tehnologic de preparare. Multitudinea de operații și procese care permit obținerea unor produse utilizabile pentru industriile menționate (concentrate metalice, nemetalice, cărbune spălat pentru cocs etc) din substanțele minerale brute extrase din zăcămînt formează un *flux tehnologic de preparare* (fig. 1.8).

1.7. Indicatorii utilizați în prepararea substanțelor minerale utile

Rezultatele cantitative și calitative ale proceselor de preparare a substanțelor minerale utile sînt definite printr-o serie de parametrii și indicatori tehnico-economici și de funcționare, care se realizează și se urmăresc în toate fazele procesului tehnologic.

1.7.1. Indicatori de preparare

Indicatorii operațiilor sau instalațiilor de preparare se urmăresc și se calculează periodic (schimb, zi, decadă, lună, trimestru, an) și reprezintă mărimile caracteristice modului lor de lucru în timp. Indicatorii de importanță majoră sînt cei care definesc operațiile de concentrare, dar utilizarea unor indicatori echivalenți poate fi extinsă tuturor operațiilor de preparare, conform schemelor din figura 1.9.

Calculul indicatorilor se face ținînd cont de cantitățile de material tratate și obținute și de conținuturile — în substanță utilă (mineral sau metal) — pentru minereuri, sau în substanță sterilă (cenușă) pentru cărbuni.

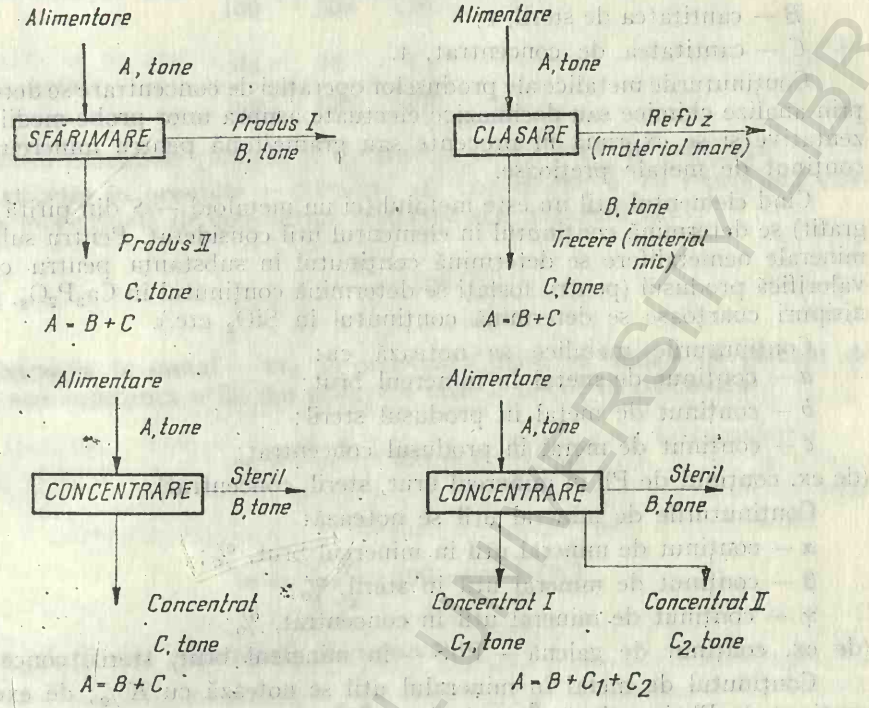


Fig. 1.9. Scheme de principiu ale unor operații de preparare.

După datele de calcul se deosebesc:

— *indicatori marfă* (comerciali sau economici) — calculați pe baza cantităților și conținuturilor;

— *indicatori tehnologici* — calculați numai pe baza conținuturilor.

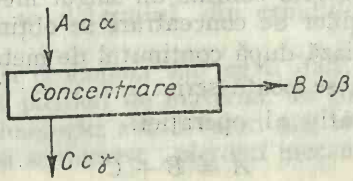
Practic, între indicatorii economici și tehnologici apar diferențe valorice, pozitive sau negative, datorate pierderilor de material și erorilor posibile la:

— determinarea cantitativă a alimentării și a produselor operației;

— colectarea probelor pentru analizele fizico-chimice ale produselor;

— efectuarea analizelor fizico-chimice.

Notații utilizate la concentrarea minereurilor metalifere. Schematic, operația de concentrare este:



Produsele operației de concentrare sînt determinate prin cîntăriri și se notează cu:

A — cantitatea de minereu brut, t;

B — cantitatea de steril; t;

C — cantitatea de concentrat, t.

Conținuturile metalice ale produselor operației de concentrare se determină prin analize chimice sau docimazice efectuate asupra unor probe medii reprezentative și se exprimă în procente sau grame/tonă pentru minereurile cu conținut de metale prețioase.

Cînd elementul util nu este metalul (ci un metaloid — *S* din pirită, *C* din grafit) se determină conținutul în elementul util considerat. Pentru substanțe minerale nemetalifere se determină conținutul în substanța pentru care se valorifică produsul (pentru fosfați se determină conținutul în $Ca_3P_2O_8$, pentru nisipuri cuarțoase se determină conținutul în SiO_2 etc.).

Conținuturile metalice se notează cu:

a — conținut de metal în minereul brut;

b — conținut de metal în produsul steril;

c — conținut de metal în produsul concentrat;

(de ex. conținut de Pb în minereul brut, steril, concentrat).

Conținuturile de mineral util se notează:

α — conținut de mineral util în minereul brut, %;

β — conținut de mineral util în steril, %;

γ — conținut de mineral util în concentrat, %;

(de ex. conținut de galenă — PbS — în minereul brut, steril, concentrat)

Conținutul de metal în mineralul util se notează cu *K*%; de exemplu conținut de Pb în galenă. În calcule se consideră conținutul metalic real și nu cel maxim corespunzînd mineralului cel mai pur, ținînd cont de impurificarea mineralelor utile cu elemente legate genetic. În acest caz, pentru calculul unui conținut metalic real în mineralul util, analizele chimice se corelează cu cele mineralogice, astfel ca aprecierea operațiilor de concentrare să fie corectă.

1.7.2. Calculul indicatorilor tehnico—economici în cazul obținerii unui singur concentrat

În cazul în care minereul conține un singur metal util (minereu monometalic) în urma operațiilor de concentrare se obține un singur concentrat a cărui calitate se apreciază după conținutul de metal.

Cunoscînd notațiile, se poate scrie:

— un bilanț cantitativ al operației:

$$A = B + C$$

— un bilanț calitativ:

de mineral util: $\frac{A\alpha}{100} = \frac{B\beta}{100} + \frac{C\gamma}{100}$;

de metal: $\frac{Aa}{100} = \frac{Bb}{100} + \frac{Cc}{100}$

Indicatorii economici (marfă) se determină ținînd cont de cantități:

Extracția în greutate — extracția de concentrat, v, ce reprezintă cantitatea procentuală de concentrat, obținută din minereul brut:

$$v = \frac{C}{A} \cdot 100 \, [\%]$$

Extracția în metal — sau în substanță utilă, m, indică ce procent de metal sau substanță utilă din minereul brut a trecut în concentrat:

$$m = \frac{C \cdot c}{A \cdot a} \cdot 100 = v \cdot \frac{c}{a} [\%]$$

sau:

$$m = \frac{C \cdot \gamma}{A \cdot \alpha} \cdot 100 = v \cdot \frac{\gamma}{\alpha} [\%]$$

Aceste relații sînt echivalente, deoarece:

$$a = \frac{\alpha \cdot k}{100} \quad \text{și} \quad c = \frac{\gamma \cdot k}{100}.$$

Extracția de steril în concentrat, s, este raportul dintre cantitatea de steril din concentrat și cantitatea de steril din minereul brut:

$$s = \frac{C(100 - \gamma)}{A(100 - \alpha)} \cdot 100 = v \cdot \frac{100 - \gamma}{100 - \alpha} [\%]$$

Cu creșterea selectivității concentrării, s scade.

Deoarece cîntărirea produselor operațiilor de concentrare este dificilă, indicatorii se calculează și cunoscînd conținuturile metalice a, b, c, determinate prin analize chimice sau docimazice și se numesc *indicatori tehnologici*. Indicatorii tehnologici se determină din ecuațiile de bilanț ale operației de preparare.

Indicatorii tehnologici și economici sînt egali dacă analizele au fost corect executate și nu au fost pierderi de material. În condiții practice însă apar diferențe, indicatorii tehnologici avînd valori mai ridicate. Diferențele maxim admisibile sînt de 3% și se numesc „pierderi mecanice".

— Extracția în greutate tehnologică a concentratului este:

$$v_t = \frac{a-b}{c-d} \cdot 100 \quad [\%]$$

sau:

$$v_t = \frac{\alpha-\beta}{\gamma-\beta} \cdot 100 \quad [\%]$$

— Extracția în metal (sau mineral util) tehnologică este:

$$m_t = \frac{a-b}{c-d} \cdot \frac{c}{a} \cdot 100 \quad [\%]$$

sau:

$$m_t = \frac{\alpha-\beta}{\gamma-\beta} \cdot \frac{\gamma}{\alpha} \cdot 100 = v_t \frac{\gamma}{\alpha} [\%]$$

În mod curent se mai determină următorii indicatori.

Randamentul preparării, η, ce reprezintă un raport procentual între rezultatul real al operației de preparare și rezultatul ideal — cînd substanța minerală utilă s-ar separa complet de cea sterilă.

Randamentul operației de concentrare se calculează cu relația:

$$\eta = m - s \, [\%]$$

și pentru că $m < 100$ și $s > 0$, $\eta < 100$

Randamentul are valori cu atît mai mari cu cît se va extrage mai mult mineral util din minereul brut (m mare) și cu cît concentratul este mai curat (conține mai puține minerale sterile, deci s este mai mic).

Considerînd randamentul ca raport al rezultatului real obținut de instalație și rezultatul ideal, se poate scrie:

$$\eta = \frac{v(c-a)}{\alpha(k-a)} \cdot 100 \quad [\%]$$

deoarece în caz ideal extracția în greutate ar trebui să fie egală cu α, iar concentratul ar avea un conținut de metal egal cu k. Înlocuind valoarea conținutului k cu expresia stabilită, această relație se mai scrie:

$$\eta = \frac{m-v}{100-\alpha} \cdot 100 \quad [\%]$$

Deci randamentul preparării este cu atît mai mare cu cît se va extrage mai multă substanță utilă într-un concentrat cantitativ mai redus.

Înlocuind valorile lui v și m cu expresiile cunoscute, relația devine:

$$\eta = \frac{(a-b)(c-a)}{a(c-b)(100-\alpha)} \cdot 100 \quad [\%]$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Gradul de îmbogățire, i, realizat prin concentrare reprezintă creșterea conținutului de metal sau mineral util în concentrat față de minereul brut:

$$i = \frac{c}{a} = \frac{\gamma}{\alpha}$$

Raportul de concentrare, n, este raportul între greutatea minereului din alimentare și greutatea concentratului obținut sau numărul de tone de minereu necesare pentru obținerea unei tone de concentrat:

$$n = \frac{A}{C}$$

Din ecuațiile de bilanț rezultă:

$$n_t = \frac{c - b}{a - b} = \frac{\gamma - \beta}{\alpha - \beta}$$

Pierderile de metal sau mineral util în steril, p_s, reprezintă cantitatea procentuală de metal sau de mineral util care nu se regăsește în concentrat:

$$p_s = 100 - m_e \quad [\%].$$

Pierderile mecanice de metal sau de mineral util, p_m, reprezintă diferența dintre extracția de metal sau de mineral util tehnologică și economică:

$$p_m = m_t - m_e \quad [\%].$$

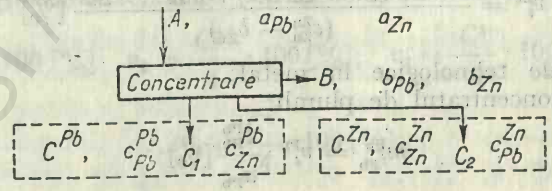
Diferențele maxim admisibile sînt de 3%.

Dacă din calcule rezultă o extracție economică cu valoare mai mare decît extracția tehnologică, au existat erori la prelevarea și prelucrarea probelor, la efectuarea analizelor sau la cîntărirea produselor.

1.7.3. Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii mai multor concentrate

Deoarece operațiile de concentrare urmăresc valorificarea completă a substanțelor minerale utile, de cele mai multe ori se obțin două sau mai multe concentrate (cazul minereurilor neferoase complexe).

Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii a două concentrate. În cazul obținerii unui concentrat de plumb și a unui concentrat de zinc, sînt mai mulți indicatori tehnico-economici.



BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

— Extracția în greutate economică:

pentru concentratul de Pb: $v_e^{Pb} = \frac{C^{Pb}}{A} \cdot 100$ [%];

pentru concentratul de Zn: $v_e^{Zn} = \frac{C^{Zn}}{A} \cdot 100$ [%].

— Extracția în metal economică:
pentru concentratul de Pb:

$$m_e^{Pb} = v_e^{Pb} \cdot \frac{c_{Pb}^{Pb}}{a_{Pb}} [\%],$$

în care:

$$a_{Pb} = \frac{B \cdot b_{Pb} + c_{Pb}^{Pb} + C^{Zn} \cdot c_{Pb}^{Zn}}{A} [\%]$$

pentru concentratul de Zn:

$$m_e^{Zn} = v_e^{Zn} \cdot \frac{c_{Zn}^{Zn}}{a_{Zn}} [\%],$$

$$a_{Zn} = \frac{B \cdot b_{Zn} + C^{Zn} \cdot c_{Zn}^{Zn} + C^{Pb} \cdot c_{Zn}^{Pb}}{A} [\%]$$

Pentru calculul extracțiilor în expresie tehnologică se scrie sistemul de ecuații:

$$A = B + C_1^{Pb} + C_2^{Zn}$$

$$\frac{A \cdot a_{Pb}}{100} = B\frac{b_{Pb}}{100} + C_1^{Pb}\frac{c_{Pb}^{Pb}}{100} + C_2^{Zn}\frac{c_{Pb}^{Zn}}{100}$$

$$\frac{A \cdot a_{Zn}}{100} = B\frac{b_{Zn}}{100} + C_2^{Zn}\frac{c_{Zn}^{Zn}}{100} + C_1^{Pb}\frac{c_{Zn}^{Pb}}{100}.$$

— Extracțiile în greutate tehnologice vor fi:
pentru concentratul de Pb:

$$v_t^{Pb} = \frac{(a_{Pb} - b_{Pb})(c_{Zn}^{Zn} - b_{Zn}) - (a_{Zn} - b_{Zn}) - (c_{Pb}^{Zn} - b_{Pb})}{(c_{Pb}^{Pb} - b_{Pb})(c_{Zn}^{Zn}) - (c_{Zn}^{Pb} - b_{Zn})\ (c_{Pb}^{Zn} - b_{Pb})} [\%]$$

pentru concentratul de Zn:

$$v_t^{Zn} = \frac{100(a_{Zn} - b_{Zn}) - v_t^{Pb}(c_{Zn}^{Pb} - b_{Zn})}{(c_{Zn}^{Zn} - b_{Zn})} [\%]$$

— Extracțiile tehnologice în metal:
pentru concentratul de plumb:

$$m_{t_{Pb}}^{Pb} = v_t^{Pb} \cdot \frac{c_{Pb}^{Pb}}{a_{Pb}} [\%]$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

pentru concentratul de zinc:

$$m_{t_{Zn}}^{Zn} = v_t^{Zn} \cdot \frac{c_{Zn}^{Zn}}{a_{Zn}} [\%].$$

Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii a trei concentrate. Presupunînd că în urma operațiilor de concentrare a unui minereu complex se obțin concentrate de galenă, blendă și pirită, calculul indicatorilor se face pentru concentratele de galenă și blendă conform relațiilor amintite, iar pentru concentratul de pirită (Py) se calculează:

— extracția în greutate tehnologică:

$$v^{Py} = \frac{100(a_s - b_s) - v^{Pb}(c_s^{Pb} - b_s) - v^{Zn}(c_s^{Zn} - b_s)}{c_s^{Py} - b_s} [\%];$$

— extracția de sulf în concentratul de pirită este:

$$m_s^{Py} = v^{Py} \frac{c_s^{Py}}{a_s} = \frac{c_s^{Py}}{a_s} \cdot \frac{100(a_s - b_s) - v^{Pb}(c_s^{Pb} - b_s) - v^{Zn}(c_s^{Zn} - b_s)}{c_s^{Py} - b_s} [\%]$$

în care: a_s, b_s, c_s sînt conținuturi în sulf, în minereu brut, steril și concentrat.

Calculul indicatorilor tehnico-economici pentru n concentrate (minerale polimetalice). Se consideră notațiile din tabelul 1.15.

Tabelul 1.15

Notații utilizate pentru calculul indicatorilor la obținerea a „n" concentrate

Produsul kg, t	Simbol	Conținuturi, [%]			
		Metal 1	Metal 2	Metal 3	... Metal n
Alimentare	A	a_1	a_2	a_3	... a_n
Steril	B	b_1	b_2	b_3	... b_n
Concentrat 1	C^1	(c_1^1)	c_2^1	c_3^1	... c_n^1
Concentrat 2	C^2	c_1^2	(c_2^2)	c_3^2	... c_n^2
Concentrat 3	C^3	c_1^3	c_2^3	(c_3^3)	... c_n^3
.	.	.	.	.	... .
.	.	.	.	.	... .
.	.	.	.	.	... .
Concentrat n	C^n	c_1^n	c_2^n	c_3^n	... (c_n^n)

Indicatorii economici se stabilesc analog cazurilor prezentate:
— extracția în greutate economică pentru concentratul 1, 2, 3, ... n.

$$v_1 = \frac{C^1}{A} \cdot 100 [\%] \quad v_2 = \frac{C^2}{A} \cdot 100 [\%]; \quad v_3 = \frac{C^3}{A} \cdot 100 [\%] \ldots,$$

$$\ldots v_n = \frac{C^n}{A} \cdot 100 [\%];$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

— extracția în metal economică:

$$m_1 = v_1 \cdot \frac{c_1'}{a_1}[\%];\quad m_2 = v_2 \cdot \frac{c_2^2}{a_2}[\%];\quad m_3 = v_3 \cdot \frac{c_3^3}{a_3}[\%] \ldots,\quad m_n = v_n \cdot \frac{c_n^n}{a_n}[\%].$$

Randamentele de preparare pentru fiecare din metalele utile sînt:

$$\eta_1 = \frac{m_1 - V_1}{100 - \alpha_1} \cdot 100\,[\%];\quad \eta_2 = \frac{m_2 - V_2}{100 - \alpha_2} \cdot 100\,[\%];$$

$$\eta_3 = \frac{m_3 - V_3}{100 - \alpha_3} \cdot 100\,[\%] \ldots \eta_n = \frac{m_n - V_n}{100 - \alpha_n} \cdot 100\,[\%];$$

unde: $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3 \ldots \alpha_n$ sînt conținuturi în mineralele utile din minereul brut:

$$\alpha_1 = \frac{a_1}{k_1} \cdot 100\,[\%] \ldots \alpha_n = \frac{a_n}{k_n} \cdot 100\,[\%];$$

$k_1, k_2 \ldots k_n$ — conținuturile de metale utile în mineralele utile.

Calculul indicatorilor tehnologici se face determinînd conținuturile din analizele probelor medii respective:

$$v_1 = \frac{\Delta_1}{\Delta} \cdot 100\,[\%];\quad v_2 = \frac{\Delta_2}{\Delta} \cdot 100\,[\%], \ldots v_n = \frac{\Delta_n}{\Delta} \cdot 100\,[\%]$$

Valorile lui $\Delta, \Delta_1, \Delta_2, \ldots \Delta_n$ se calculează cu determinanții:

$$\Delta = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \ldots & 1 & 1 \\ c_1^1 & c_1^2 & c_1^3 \ldots & c_1^n & b_1 \\ c_2^1 & c_2^2 & c_2^3 \ldots & c_2^n & b_2 \\ c_3 & c_3^2 & c_3^3 \ldots & c_3^n & b_3 \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ c_n^1 & c_n^2 & c_n^3 \ldots & c_n^n & b_n \end{vmatrix} \qquad \Delta_1 = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \ldots & 1 & 1 \\ a_1 & c_1^2 & c_1^3 \ldots & c_1^n & b_1 \\ a_2 & c_2^2 & c_2^3 \ldots & c_2^n & b_2 \\ a_3 & c_3^2 & c_3^3 \ldots & c_3^n & b_3 \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ a_n & c_n^2 & c_n^3 \ldots & c_n^n & b_n \end{vmatrix}$$

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \ldots & 1 & 1 \\ c_1^1 & a_1 & c_1^3 \ldots & c_1^n & b_1 \\ c_2^1 & a_2 & c_2^3 \ldots & c_2^n & b_2 \\ c_3^1 & a_3 & c_3^3 \ldots & c_3^n & b_3 \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ c_n^1 & a_n & c_n^3 \ldots & c_n^n & b_n \end{vmatrix} \quad \ldots \quad \Delta_n = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \ldots & 1 & 1 \\ c_1^1 & c_1^2 & c_1^3 \ldots & a_1 & b_1 \\ c_2^1 & c_2^2 & c_2^3 \ldots & a_2 & b_2 \\ c_3^1 & c_3^2 & c_3^3 \ldots & a_3 & b_3 \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ c_n^1 & c_n^2 & c_n^3 \ldots & a_n & b_n \end{vmatrix}$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Preparabilitatea minereurilor complexe se poate aprecia și ținînd cont de gradul de selectivitate a procesului de preparare, exprimat cu:

$$S = 100 - \sum m_{min}$$

în care: m_{min} este suma extracțiilor minime de metal în concentrate și sterile.

1.7.4. Calculul indicatorilor tehnico-economici pentru cărbuni

Aprecierea calității produselor obținute la prepararea cărbunilor se face în raport cu cenușa pe care o conțin. Sterilul care însoțește cărbunele are de obicei 75—83% cenușă (cenușa liberă, secundară sau de adiție). Sterilul conține și substanțe care ard — elemente bituminoase, substanțe anorganice — sulf, carbonați, care la ardere dau pierderi prin volatilizare — SO_2, CO_2). Cărbunele curat din cărbunele brut are un conținut de 1—2% cenușă (cenușa legată, inseparabilă sau de constituție).

Așadar, cenușa cărbunelui este formată din:

— cenușa liberă (secundară, de adiție), provenită din substanțele minerale sterile intercalate în zăcămînt sau din roca înconjurătoare și care nu influențează comportarea la preparare a cărbunelui;

— cenușa legată (inseparabilă sau primară, de constituție), fin diseminată, ce provine din partea minerală a plantelor care au format zăcămîntul sau din infiltrații ulterioare.

Prin operațiile de concentrare se obține un produs cu conținut redus de cenușă — concentratul — și un steril cu conținut ridicat de cenușă.

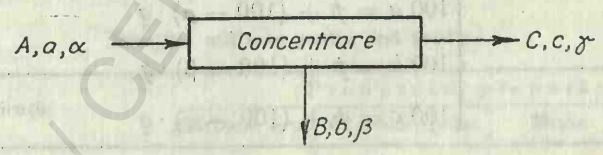
În general în urma operațiilor de concentrare a cărbunelui pot rezulta:

— două produse — cărbune concentrat (spălat) și un produs intermediar denumit mixte — care se recircuitează, sau mixte și steril;

— trei produse — cărbune spălat, mixte și steril.

Indicatorii operațiilor de concentrare se determină prin analize de cenușă și analize densimetrice.

Calculul indicatorilor tehnico-economici în cazul obținerii a două produse. Notațiile utilizate pentru cărbuni sînt:



A, B, C — cantități de cărbune brut, steril, concentrat, t;

a, b, c — conținuturi de cenușă în cărbunele brut, steril, concentrat, determinate prin analize de cenuși, %;

α, β, γ — conținuturi de cărbune curat (care mai conține însă cenușa inseparabilă) ale cărbunelui brut, sterilului și concentratului, %;

p — conținutul de cenușă al cărbunelui celui mai curat (cenușa inseparabilă), %;

q — conținutul de cenușă al sterilului celui mai curat, %.

Indicatorul de bază este extracția în greutate, de concentrat numită recuperare, egală cu:

$$v_e = \frac{C}{A} \cdot 100\ [\%]$$

și

$$v_t = \frac{a-b}{c-b} \cdot 100 = \frac{b-a}{b-c} \cdot 100\ [\%],$$

deoarece conținutul de cenușă a sterilului este evident mai mare decît a cărbunelui brut și a concentratului.

Extracția în greutate ideală este:

$$v_{optim} = \alpha = \frac{q-a}{q-p} \cdot 100\ [\%]$$

Conținuturile de cărbune curat α, β, γ se calculează considerînd că cenușa cărbunilor bruți provine din cenușa cărbunilor curați la care se adaugă cenușa sterilului curat; sau că cenușa concentratului provine din cenușa cărbunelui curat din concentrat + cenușa sterilului curat din concentrat.

Se poate scrie sistemul de ecuații:

$$\begin{cases} \dfrac{A \cdot a}{100} = \dfrac{A \cdot \alpha}{100} \cdot \dfrac{p}{100} + \dfrac{A(100-\alpha)}{100} \cdot \dfrac{q}{100} \\ \dfrac{B \cdot b}{100} = \dfrac{B \cdot \beta}{100} \cdot \dfrac{p}{100} + \dfrac{A(100-\beta)}{100} \cdot \dfrac{q}{100} \\ \dfrac{C \cdot c}{100} = \dfrac{C \cdot \gamma}{100} \cdot \dfrac{p}{100} + \dfrac{C(100-\gamma)}{100} \cdot \dfrac{q}{100} \end{cases}$$

Ecuațiile se înmulțesc cu 100^2 și se împart în ordine cu A, B, C:

$$\begin{cases} 100\,a = p + (100-\alpha) \cdot q \\ 100\,b = p + (100-\beta) \cdot q \\ 100\,c = p + (100-\gamma) \cdot q \end{cases}$$

Rezultă că: $\alpha = \dfrac{q-a}{q-p} \cdot 100\ [\%]$; $\beta = \dfrac{q-b}{q-p} \cdot 100\ [\%]$;

$$\gamma = \frac{q-c}{q-p} \cdot 100\ [\%]$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Extracția de cărbune curat în concentrat:

$$m_c = \frac{c \cdot \gamma}{A \cdot \alpha} \cdot 100 = v_c \cdot \frac{\gamma}{\alpha} [\%]$$

$$m_t = v_t \cdot \frac{q - c}{q - a} [\%]$$

Extracția de steril în concentrat:

$$s = \frac{C - \frac{C\gamma}{100}}{A - \frac{A\alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{C(100 - \gamma)}{A(100 - \alpha)} \cdot 100 = v_c \left(\frac{100 - \gamma}{100 - \alpha} \right) [\%]$$

sau:

$$s_c = v_c \cdot \frac{c - p}{a - p} [\%]$$

— Randamentul preparării cărbunilor se determină cu relațiile:

$$\eta = m - s [\%];$$

$$\eta = \frac{(b - a)(a - c)(q - p)}{(b - c)(a - p)(q - a)} \cdot 100 [\%]$$

Calculul indicatorilor în cazul obținerii a trei produse. Dacă în urma operațiilor de concentrare se obțin trei produse, indicatorii și în primul rînd recuperarea nu mai pot fi determinați prin analize de cenușe, deoarece pentru rezolvarea sistemului sînt necesare trei ecuații și nu sînt disponibile decît două.

Problema se rezolvă cu ajutorul analizelor dozimetrice prin care cărbunii curați se obțin la densități mari (1,9—2,8 kg/dm³).

Notațiile în cazul obținerii a trei produse sînt prezentate în tabelul 1.16.

Tabelul 1.16

Notațiile utilizate pentru trei produse

Specificație	Produsele preparării			
	Cărbune brut	Cărbune spălat	Mixte	Steril
Cărbune curat Concrescențe Steril } Cantități [%]	k m b	k_1 m_1 b_1	k_2 m_2 b_2	k_3 m_3 b_3
Extracție în greutate [%]	100	V_c	V_m	V_b
Cenușă [%]	a	c	z	b

BCU IAȘI CENTRALA UNIVERSITARĂ LIBRARY

Pot fi scrise următoarele relații de legătură:

Bilanțul: $100 = V_c + V_m + V_b$

Cărbuni curați: $100 \cdot k = V_c \cdot k_1 \cdot k_2 + V_b \cdot k_3$

Mixte: $100 \cdot m = V_c \cdot m_1 + V_m \cdot m_2 + V_b \cdot m_3$

Steril: $100 \cdot b = V_c \cdot b_1 \cdot V_m \cdot b_2 + V_b \cdot b_3$

Cenușă: $100 \cdot a = V_c \cdot c + V_m \cdot z + V_v \cdot b.$

Extracțiile în greutate vor fi:

— în concentrat:

$$V_c = \frac{(k - k_3)(m_2 - m_3) - (m - m_3)(k_2 - k_3)}{(k_1 - k_3)(m_2 - m_3) - (m_1 - m_3)(k_2 - k_3)} \cdot 100 \quad [\%]$$

— în mixte:

$$V_m = \frac{(k_1 - k_3)(m_2 - m_3) - (k - k_3)(m_1 - m_3)}{(k_1 - k_3)(m_2 - m_3) - (m_1 - m_3)(k_2 - k_3)} \cdot 100 \, [\%]$$

— în steril:

$$V_s = 100 - (V_c + V_m) \, [\%].$$

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 2

PROPRIETĂȚILE SUBSTANȚELOR MINERALE ȘI ROLUL LOR IN OPERAȚIILE DE PREPARARE

2.1. Proprietățile specifice ale minereurilor

Operațiile de preparare la care sînt supuse substanțele minerale utile sînt dependente, funcție de scopurile urmărite, de proprietățile lor chimice, fizice și de caracteristicile lor morfologice. Pot interesa, funcție de operația de preparare, proprietățile cristalelor, ale mineralelor ca atare, ale agregatelor de minerale sau ale amestecului extras din zăcămînt.

a. **Compoziția chimico-mineralogică.** *Compoziția chimică.* Proprietățile chimice ale substanțelor minerale utile cu rol determinant în procesele chimico-metalurgice și în unele procese de preparare termică, au rol subordonat în operațiile de preparare mecanică, cu excepția flotației, unde intervin în desfășurarea procesului în acțiunea reactivilor.

Compoziția chimică a substanțelor minerale utile dă indicații asupra valorii lor industriale și a posibilităților de valorificare.

Analizele chimice preced studiul preparabilității și urmăresc: stabilirea conținutului în util [%, g/t]; stabilirea conținutului în elemente nocive și sterile reprezentînd balastul nevalorificabil; stabilirea gradului de alterare a substanțelor minerale utile, dat de sărurile solubile și *p*H.

Minereurile monometalice bogate sînt cele mai ușor preparabile.

Compoziția mineralogică. Pentru stabilirea procedeelor de preparare la care urmează să fie supuse substanțele minerale utile pentru obținerea unor concentrate utilizabile industrial, este necesară completarea analizelor chimice cu analize și studii mineralogice care să evidențieze speciile mineralogice componente și modul lor de prezentare și asociere (structură și textură mineralogică). Analizele microscopice, denumite analize raționale sau fazice sînt foarte importante îndeosebi pentru minereurile polimetalice.

Mineralogic, minereurile se clasifică după speciile minerale metalice utile dominante (în oxizi, sulfuri, carbonați, silicați etc) și după natura mineralelor de gangă (în silicioase, calcaroase, argiloase etc).

După modul asocierii (concreșterii) și mărimea granulelor minerale se disting două tipuri extreme:

— minereuri formate din granule monominerale libere (nisipurile aluvionare-aurifere, titanifere etc);

— minereuri formate din granule foarte fine, intim concrescute (minereuri complexe de plumb, zinc, cupru etc.).

Mai există o multitudine de forme sau combinații și forme de tranziție pentru majoritatea minereurilor.

Funcție de gradul de concreștere (definit ca raportul dintre granulele concrescute și totalitatea granulelor — libere și concrescute) și de mărimea granulelor minerale se stabilește dimensiunea de dezasociere necesară pentru concentrare, care să permită eliberarea de granule monominerale prin operațiile de măcinare. Defectele existente în rețeaua cristalină a mineralelor pot influența alegerea metodei de concentrare.

b. **Proprietăți fizice.** *Densitatea.* Mineralele au densități diferite, funcție de gradul și natura mineralizării. Datorită fisurilor și porilor, densitatea substanțelor minerale este de obicei mai mică decît media ponderată a densității mineralelor componente.

Densitatea mineralelor este variabilă cu temperatura.

Compoziția granulometrică se determină diferențiat, în funcție de mărimea particulelor minerale prin: *analiză de cernere* — pentru material cu dimensiuni între 200 mm și 3 mm; *analiză de sită* — pentru material pînă la dimensiuni de 0,04 mm. Detalii privind caracteristicile granulometrice sînt prezentate în cap. 4.

Metalele grele în stare nativă au densități mari: Au (15,6 .. . 19,4 g/cm^3), Ag (10 . . . 12 g/cm^3), Ir (21 . . . 24 g/cm^3), Pt (17 . . . 19 g/cm^3), Hg (13,5 g/cm^3), Cu (8,5 . . . 9 g/cm^3). Mineralele utile au de obicei densități mari, între 4 și 7,5 g/cm^3, iar cele sterile (cuarț, silicați, calcit etc) au densități mici, între 2 și 3,5 g/cm^3.

Mineralele de natură organică — ozocherita, chihlimbarul, au densități reduse (0,6 . . . 1,2 g/cm^3).

După densitate, mineralele se împart, convențional, în trei grupe: grele, (cu $\rho > 4$ g/cm^3 — wolframit, casiterit, rutil, zircon, monazit); ușoare (cu $\rho < 2{,}7$ g/cm^3 — cuarț, calcit, feldspat etc) și cu densitate intermediară.

Densitatea volumetrică a unui minereu în grămadă, t/m^3, este mai mică decît densitatea minereului compact, aflat în zăcămînt. Raportul dintre densitatea volumetrică în grămadă și densitatea minereului compact este coeficientul de afînare, cu valori între 0,35 și 0,7, funcție de mărimea, forma și așezarea materialului.

Diferențele de densitate ale speciilor minerale intervin în operațiile de clasare și concentrare gravitaționale.

Porozitatea și permeabilitatea. Porozitatea reprezintă volumul de goluri și pori din minereu sau material în grămadă raportat la volumul total al materialului compact sau în grămadă (%) și are valori reduse, cu excepția produselor operațiilor de preparare termică, produse care au porozități pînă la 50%.

Permeabilitatea este proprietatea materialelor de a fi traversate de un curent de fluid și se exprimă prin cantitatea de fluid scursă în unitatea de timp pe unitatea de suprafață perpendiculară pe direcția fluidului.

Porozitatea și permeabilitatea intervin îndeosebi în operațiile de preparare termică.

Umiditatea reprezintă, spre deosebire de apa de constituție, apa legată fizic de substanța minerală și poate fi internă sau superficială (de suprafață). Umiditatea internă este dată de apa reținută în pori, formînd cea mai mare

parte a umidității de zăcămînt; are valori mici pentru minereuri și cărbuni superiori (2 . . . 7%) și valori ridicate pentru minereuri alterate (de ex. limonitice) și cărbuni inferiori (ligniți). Umiditatea superficială este dată de: apa de adsorbție — peliculă la suprafața substanței; apa de adeziune — strat relativ mai gros; apa capilară — reținută de forțele capilare la contactul bucăților de material; apa de fisuri — reținută în fisuri superficiale.

Umiditatea superficială crește cu scăderea dimensiunilor granulelor, atingînd valori de 30 . . . 50% pentru concentratele de flotație.

Apa internă și superficială formează *umiditatea totală*. Apa internă remanentă după expunerea îndelungată a materialului în aer formează umiditatea higroscopică și se determină prin uscare la 105°C.

Umiditatea are un rol important în operațiile de preparare mecanică și termică, determinînd alegerea metodelor de sfărîmare, clasare, concentrare etc.

Udabilitatea este proprietatea superficială a corpurilor de a reține apa la suprafață, ca urmare a forțelor de tensiune superficială. Se disting substanțe minerale greu udabile, *hidrofobe* (sulfuri metalice, sulf, grafit, cărbuni superiori) și substanțe minerale ușor udabile, *hidrofile* (cuarț, silicați, oxizi, carbonați etc).

Udabilitatea are un rol deosebit în flotație, peletizare, uscare, brichetare.

Culoarea și luciul sînt proprietăți optice care intervin în determinarea mineralelor și în operațiile de concentrare manuală. Mineralele sterile au culori deschise (leucocrate), sînt transparente, cu luciu sticlos, unsuros, iar mineralele utile au culori închise (melanocrate), sînt opace și au luciu metalic, mat.

Proprietăți radioactive. Radioactivitatea naturală a nucleelor ușoare și medii este un fenomen rar (pentru $^{40}_{19}K$, $^{87}_{37}Rb$, ^{115}In, $^{138}_{57}La$, $^{176}_{71}Lu$, $^{187}_{75}Re$, $^{147}_{62}Sm$) dar este un fenomen general pentru nucleele grele. Se disting trei serii sau familii radioactive naturale (seria uraniului $^{238}_{92}U$, seria thoriului $^{232}_{90}Th$, seria actiniului $^{235}_{89}Ac$) și o serie artificială (a neptunului $^{237}_{93}Np$, obținut artificial). Toate seriile se termină cu izotopii stabili ai plumbului, element total inactiv. Elementele transuraniene cu număr de ordine $z > 92$, produsele artificiale sînt radioactive.

Conținutul în elemente radioactive scade cu adîncimea, spre zonele inferioare ale litosferei.

Diferențele dintre proprietățile de radioactivitate ale elementelor sau mineralelor permit separarea lor radiometrică.

Permeabilitatea magnetică intervine în operațiile de separare magnetică și reprezintă proprietatea corpurilor de a fi străbătute de liniile de forță magnetice, unele fiind magnetizate. Mineralele au permeabilități magnetice diferite, astfel încît pot fi separate minerale puternic magnetice, cu permeabilitate mare (magnetit, ilmenit, pirotină) de minerale nemagnetice, cu permeabilitate redusă (mineralele sterile — cuarț, carbonați etc) (v. cap. Concentrare magnetică).

Conductibilitatea electrică intervine în operațiile de concentrare electrostatică și este variabilă, funcție de umiditate, impurități.

Constanta dielectrică caracterizează proprietatea de polarizare a materialelor dielectrice și intervine în operații de concentrare dielectrică.

Căldura specifică — medie c_m a unui mineral între limitele de temperatură T_1 și T_2 este:

$$c_m = \frac{Q}{m(T_2 - T_1)} \left[\frac{\text{cal}}{g^0\text{C}}\right]$$

unde: m este masa mineralului, g;

Q — cantitatea de căldură absorbită de mineral, cal.

Se menționează cîteva călduri specifice medii pentru unele minerale: casiterit — 0,093 cal/g°C, carbon (diamant) — 0,11 cal/g°C; carbon (grafit) — 0,2 cal/g°C, calcit — 0,21 cal/g°C.

În funcție de căldura specifică, temperatura — mărime scalară, devine vectorială în fenomenul de piroelectricitate.

Conductibilitatea termică, fuzibilitatea, înmuierea sînt proprietăți care intervin în operațiile de preparare termică și în procesele pirometalurgice.

Conductibilitatea termică, are pentru majoritatea mineralelor, valori foarte reduse și din acest motiv transmiterea căldurii se face lent, provocînd decrepitarea (întîlnită la uscare, prăjire, calcinare).

Fuzibilitatea, exprimată prin temperatura de topire, intervine în procesele pirometalurgice, iar în procesele de preparare termică (aglomerare, cocsificare) intervine îndeosebi temperatura de înmuiere (inferioară celei de topire).

Schimbările structurale, fizice și chimice ale mineralelor la încălzire sînt evidențiate prin analize termodiferențiale.

c. **Proprietăți fizice legate de coeziune.** Sînt proprietăți cu rol determinant în operațiile de sfărîmare și măcinare.

Duritatea este rezistența la zgîriere a mineralelor, exprimată prin grade de duritate Mohs și se disting: minerale foarte dure ($D_M > 7$) — cuarț, zircon, corindon etc; minerale dure ($D_M = 5 \ldots 7$) — magnetită, ilmenit, casiterit; minerale semidure ($D_M = 3 \ldots 5$) — calcopirită, blendă, pirotină; minerale moi ($D_M = 2 \ldots 3$) — galenă, aur, calcită; minerale foarte moi ($D_M < 2$) — grafit, stibină, molibdenit, gips.

Duritatea amestecului de minerale determină gradul de uzură a pieselor metalice din aparatura utilizată în prepararea mecanică.

Clivajul și spărtura intervin îndeosebi în operații de sfărîmare fină (măcinare). Se disting minerale cu clivaj perfect (mice, galenă, blendă pirită), clivaj bun (calcită, barită) și clivaj imperfect — majoritatea mineralelor. Mineralele cu clivaj perfect sau bun au spărturi plane și netede date de fețele de clivaj, iar mineralele cu clivaj imperfect au spărturi concoidale sau colțuroase etc.

Electricitatea și plasticitatea sînt proprietăți mecanice comune tuturor mineralelor și depind de felul rețelei lor cristaline.

Elasticitatea este proprietatea materialelor, care supuse acțiunii unor forțe mecanice externe revin la starea inițială după încetarea acțiunii acestor forme. Majoritatea mineralelor au limite de elasticitate și coeziuni mici, deci sînt casante (cuarț, galenă, blendă, pirită, magnetită etc).

Plasticitatea este proprietatea corpurilor, care supuse acțiunii unor forțe exterioare mai mari decît limita de elasticitate nu își pierd coeziunea și

revin la forma inițială după încetarea forțelor exterioare. Majoritatea mineralelor sînt foarte puțin plastice, cu excepția cîtorva cu coeficienți de plasticitate mai mari (grafit, talc, stibină etc).

Rezistența mecanică se exprimă prin valoarea forței exterioare pe unitatea de suprafață, la care coeziunea corpurilor este învinsă. După modul acțiunii forțelor exterioare asupra corpurilor se disting: rezistență la compresiune, la forfecare, frecare, torsiune etc. Rezistența la compresiune intervine cu preponderență în operațiile de sfărîmare, valorile celorlalte rezistențe fiind mult mai mici (5 . . . 15%) (v. cap. Sfărîmare).

d. **Forma și dimensiunea substanțelor minerale.** Substanțele minerale utile supuse preparării reprezintă amestecuri polidisperse de granule cu diferite forme și dimensiuni. Forma, dimensiunea și repartiția dimensională a granulelor într-un amestec polidispers influențează rezultatele preparării.

Forma (morfologia) granulelor minerale este importantă pentru o serie de procese de preparare: clasare, concentrare gravitațională, concentrare pe baza diferenței coeficienților de formă, flotație. peletizare etc. Este determinată de structura cristalină a mineralelor și de modul formării lor în zăcămînt și este foarte diversă. Deși mineralele se prezintă de obicei ca granule de forme neregulate, structura lor internă este a clasei cristalografice căreia aparțin.

Forma agregatelor de minerale ce compun un amestec este determinată de structura și textura lor, de proprietățile mecanice (plasticitate, clivaj) și de natura solicitărilor fizico-mecanice din fazele de exploatare și sfărîmare-măcinare.

Particulele minerale sînt mărginite de suprafețe plane și curbe neregulate, astfel încît suprafața lor este mult mai mare decît forma geometrică cea mai apropiată de același volum. În general, raportul dintre dimensiunile principale ale particulelor considerate de-a lungul a trei axe rectangulare, este apropiat de unitate. Sînt frecvente formele plate (șisturi cloritoase, grafitoase, barită, muscovit etc), mai rare cele alungite (azbestul, stibină, rutil) etc.

Pentru caracterizarea formei unei particule printr-o singură cifră se utilizează coeficienții de formă (α) stabiliți experimental în raport cu forme geometrice regulate (sferă sau cub) și o serie de indicatori interdependenți: indicele de aplatizare — $A_p = h/b$; indicele de alungire — $A_l = b/l$ (unde l, b și h sînt lungimea, lățimea și grosimea particulei); gradul de sfericitate $\psi = S'/S$, factorul de formă $\Phi = \frac{d_{ech}}{d_c}$ (unde S este suprafața reală a granulei, S' suprafața sferei cu același volum ca al granulei, d_{ech} — diametrul echivalent și d_c diametrul sferei minime care circumscrie granula).

Textura substanțelor minerale (proporția, dimensiunile, formele și distribuția mineralelor și golurilor — pori, fisuri — în agregatele minerale, cu influență asupra preparabilității), este determinată de structura cristalină, neomogenități, defecte de rețea etc.

Dimensiunea granulelor. În funcție de diametrul d al particulelor solide se disting: dispersii grosiere cu $d > 1$ μm, coloizi cu 1 nm $< d < 1$ μm și dispersii moleculare cu $d < 1$ μm. În procesele și operațiile de preparare interesează dispersiile grosiere, cu diametrul particulelor $d > 1$ μm.

În mod obișnuit, granulele minerale avînd forme neregulate, mărimea lor poate fi caracterizată prin mai multe dimensiuni.

Este util însă ca dimensiunea unei granule să se exprime printr-o singură cifră denumită convențional diametru. În cazul particular al granulelor sferice, diametrul granulei este egal cu diametrul sferei.

Pentru granule de forme neregulate, diametrul se calculează pe baza dimensiunilor principale ale particulei (l, b, h), ca medie geometrică sau aritmetică.

Cînd $l = b$,

$$d = \frac{l + h}{2} \quad \text{sau} \quad d = \sqrt{lh}$$

Cînd dimensiunile nu sînt egale,

$$d = \frac{l + b + h}{3} \quad \text{sau} \quad d = \sqrt[3]{lbh}.$$

În cazul particular al granulelor paralelipipedice, diametrul se calculează ca raport între volum și suprafață medie:

$$d = \frac{3lbh}{lb + lh + bh}.$$

Se mai utilizează relația:

$$d = \sqrt{\frac{2lb + 2lh + 2bh}{6}}.$$

La căderea granulelor în fluide, se calculează un diametru echivalent, d_e, ce reprezintă diametrul unei sfere de volum sau greutate egale cu cele ale granulei.

Considerînd volumul egal cu al sferei $V = \frac{\pi d^3}{6}$, diametrul echivalent este:

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1{,}24 \sqrt[3]{V}$$

$$d_e = 1{,}24 \sqrt[3]{\frac{G}{\gamma}}$$

unde: G este greutatea particulei;
γ — greutatea specifică.

Relațiile sînt valabile în calculul diametrului unei singure granule, sau cînd se consideră că materialul este compus din granule cu dimensiuni egale.

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

2.2. Proprietățile specifice ale cărbunilor

Studiul proprietăților fizico-chimice și tehnologice ale cărbunilor corelate cu parametrii lor structurali, este de o deosebită importanță în stabilirea celor mai adecvate posibilități de valorificare și utilizare.

Proprietățile fizico-chimice ale cărbunilor sînt dependente de materialul genetic inițial și de condițiile de incarbonizare, deci de compoziția și structura lor chimică.

a. **Proprietăți fizice.** Proprietățile fizice ale cărbunilor se pot grupa în proprietăți mecanice, proprietăți optice, proprietăți electrice și magnetice, proprietăți termice și alte proprietăți.

Proprietăți mecanice. *Densitatea* este dependentă de o serie de factori și anume:

— natura cărbunilor — cărbunii humici au densități mai mari de 1,2 g/cm^3, iar cărbunii sapropelici au densități cuprinse între 1,0 și 1,1 g/cm^3;

— compoziția petrografică — densitatea este mai ridicată pentru fuzit (1,37—1,52 g/cm^3), duritul cenușiu (1,31—1,36 g/cm^3) și mai redusă pentru clarit (1,27—1,29 g/cm^3), vitrit (1,23—1,30 g/cm^3), durit negru (1,20—1,27 g/cm^3);

— gradul de incarbonizare — densitatea cărbunelui scade cu creșterea continuă a gradului de incarbonizare pînă la stadiul corespunzător unui conținut de ~ 85% carbon, iar în continuare crește cu gradul de incarbonizare, pînă la 2,25 g/cm^3 pentru grafit;

— conținutul și caracterul substanțelor minerale componente — densitatea cărbunilor este mai mare decît aceea a substanței organice, dat fiind conținutul de substanțe minerale — argile cu 2,5 g/cm^3, pirită cu 5,0 g/cm^3 etc; fiecare procent de substanță minerală crește densitatea cărbunelui cu 0,01%;

— umiditatea — cu creșterea umidității crește densitatea (de exemplu a vitritului datorită ocupării porilor cu apă, volumul rămîne constant).

Pentru calculul densității reale a cărbunelui (Δ) se utilizează formele empirice care țin cont de compoziția lui elementară:

$$\frac{1}{\Delta} = \frac{9{,}9 + 3{,}1\ H/C + 3{,}7\ O/C + 1{,}5\ N/C - (9{,}1 - 3{,}6\ H/C)R/C}{12{,}010 + 1{,}008\ H/C + 16{,}00/C + 14{,}008\ N/C}$$

unde:

H, C, N sînt cantitățile de hidrogen, carbon, azot;

R/C — numărul de inele aromatice pe atomul de carbon.

Diferențele existente între densitățile cărbunelui și sterilului și între densitățile componenților petrografici dau posibilitatea separării lor prin metode densimetrice (gravitaționale).

Elasticitatea și plasticitatea. Proprietatea de plasticitate intervine în procesele de brichetare fără liant a cărbunilor. Plasticitatea este cu atît mai pronunțată cu cît cărbunii au un conținut mai ridicat de acizi humici liberi și de umiditate (cărbunii inferiori — turba, cărbunii bruni pămîntoși). Cu creșterea gradului de incarbonizare, plasticitatea scade, cărbunii devenind elastici (la cărbunii superiori nu se pot realiza deformații plastice decît în

condiții speciale). Elasticitatea este influențată de gradul de incarbonizare, structura microscopică a cărbunelui, compoziția petrografică, conținutul de steril etc. Componenții petrografici au proprietăți distincte de elasticitate; de asemenea există deosebiri între steril și cărbune și între sorturile de steril.

Duritatea cărbunilor. Rezistența la abraziune este variabilă cu componenții petrografici, fiind maximă pentru fuzit și minimă pentru vitrit, iar rezistența la compresiune este maximă la durit și minimă la fuzit.

Duritatea mineralogică (pe scară Mohs) este variabilă între 1 și 3, crescînd cu gradul de incarbonizare.

Friabilitatea cărbunilor. Este dependentă de compoziția lor petrografică (friabilitate maximă are fuzitul) și de gradul de incarbonizare (friabilitatea crește de la huilele cu flacără lungă la huilele de cocs, scăzînd la antracit). Cărbunii cu ~25% substanțe volatile au friabilitate maximă.

Capacitatea de măcinare a cărbunilor. Capacitatea de măcinare sau măcinabilitatea cărbunilor este dependentă de natura lor, umiditate, granulație, conținutul de substanțe organice, gradul de incarbonizare.

Capacitatea de măcinare se poate determina cu relațiile:

$$M = \frac{D - d}{D} \cdot 100\ [\%]$$

în care: D, d sînt dimeniunile medii înainte și după încercarea de măcinare, mm;

M — indice de măcinabilitate, %,

sau

$$K_m = \frac{E_0}{E_x}$$

în care: K_m este coeficient de măcinabilitate relativă;

E_0 — consumul de energie corespunzător măcinării combustibilului etalon la o anumită dimensiune;

E_x — consumul de energie corespunzător măcinării combustibilului analizat.

Maximul indicelui de măcinabilitate se regăsește la cărbunele cu peste 90%C.

Se remarcă dependența măcinabilității cu creșterea gradului de incarbonizare și cu creșterea conținutului de steril și umiditate.

Huilele flambante și de gaz, huilele slab degresante și antraciții se macină mai greu decît huilele de cocs și decît cele aglutinate cu 18—24% materii volatile.

Se remarcă, de asemenea, dificultățile la măcinare a ligniților, a căror structură xiloidă fibroasă conferă elasticitate mărită, deci rezistență mare la măcinare.

Comportarea diferită la măcinare a cărbunelui pe clase granulometrice este dată de repartiția diferită a componenților microstructurali în aceste clase.

Spărtura, textura și structura mecanică a cărbunilor sînt caracteristici variabile în funcție de natura cărbunilor.

Cărbunii sapropelici au spărturi concoidale și texturi masive, iar cărbunii humici au în general texturi stratificate.

Structura macroscopică a cărbunilor este dependentă de mărimea, forma, proporția și repartiția componenților în masa cărbunoasă și poate fi lemnoasă, fibroasă și zonală.

În interiorul stratelor de cărbune se găsesc incluziuni minerale — carbonați de Ca, Mg, Fe, argilă, pirită etc, incluziuni care influențează conținutul de cenușă și preparabilitatea cărbunilor. Cenușa cărbunilor conține adesea și elemente ce pot fi recuperate.

Proprietăți optice. Culoarea cărbunilor sapropelici este în general brună, iar culoarea cărbunilor humici se închide cu creșterea gradului de incarbonizare; astfel, cărbunii bruni și ligniții au culoare brună, antracitul este negru-cenușiu, cu luciu metalic.

Luciul cărbunilor este dependent de compoziția petrografică (vitritul și claritul au luciu puternic); crește cu gradul de incarbonizare și scade cu creșterea conținutului de cenușă.

Capacitatea de reflexie și de refracție a luminii crește cu creșterea gradului de incarbonizare și este diferită pentru componenții petrografici.

Cărbunii au proprietăți diferite de difracție a razelor.

Studierea cărbunilor cu raze X a indicat o ordonare a structurii lor (spre rețeaua hexagonală a grafitului) la creșterea gradului de incarbonizare.

Proprietăți electrice și magnetice. Cărbunii sînt în general substanțe izolatoare nepolare, avînd constanta dielectrică: $\varepsilon = n^2$, unde n este indicele de refracție Maxwell; $n \approx 5 \cdot 10^{14} - 7 \cdot 10^{14}$ perioade/s pentru radiațiile vizibile.

Constanta dielectrică a cărbunilor este variabilă cu conținutul de carbon, deci cu gradul de incarbonizare, avînd un minim la circa 87% carbon.

La creșterea sau descreșterea conținutului de carbon, constanta dielectrică crește. Huilele cocsificabile au constantă dielectrică minimă și conductibilitatea electrică maximă, scăzînd cu creșterea sau descreșterea gradului lor de incarbonizare.

Proprietățile magnetice ale cărbunilor (susceptibilitatea) sînt legate de structura lor aromatică și cresc cu creșterea gradului de incarbonizare.

Proprietăți termice. Conductivitatea termică λ, în kcal/mh, gr, difuzibilitatea termică a, în m^2/h, și căldura specifică c, în kcal/kg gr, sînt constantele termice ale cărbunilor; între ele există relația:

$$a = \frac{\lambda}{c\gamma}$$

în care γ este greutatea specifică.

Expresia lui λ pentru huilele de gaz, în funcție de temperatura finală de cocsificare t, este:

$$\lambda = 0{,}0003 + 0{,}0013 \cdot 10^{-3} t^2 + 0{,}0015 \cdot 10^{-5} t;$$

$$\lambda = 10^{-4} (13 \cdot 10^{-3} t^2 + 15 \cdot 10^{-5} t + 3).$$

Conductivitatea termică a cărbunelui crește cu creșterea conținutului de umiditate ($\lambda = 0{,}506$ kcal/m, h gr, pentru apă).

$$a = 4{,}4 \cdot 10^{-4}[1 + 0{,}0003\,(t - 20)]\ \text{m}^2/\text{h}, \quad \text{pentru } t = 20 - 400°\text{C};$$

$$a = 5{,}0 \cdot 10^{-4}[1 + 0{,}0033\,(t - 200)]\ \text{m}^2/\text{h}, \quad \text{pentru } t = 400 - 1\,000°\text{C}.$$

Căldura specifică a cărbunelui este dependentă de stadiul de incarbonizare, conținutul de umiditate și de cenușă.

Căldura specifică medie a cărbunilor la temperatură obișnuită se calculează cu relația:

$$c = 2{,}42 \cdot 10^{-3}\,(1 + 0{,}008\,V^{anh})\,W_t^i + 0{,}19\,A^i + B^i,$$

în care: V^{anh} este procentul de materii volatile în cărbunele uscat;
W_t — umiditatea totală a cărbunelui inițial, %;
A^i — cenușa cărbunelui inițial, %;
B^i — masa organică în cărbunele inițial, %.

Căldura specifică medie a cenușii este de circa 0,19 kcal/kg, gr.

Alte proprietăți fizice. Capacitatea de absorbție a cărbunilor este o proprietate deosebit de importantă și se referă la adsorbția gazelor (CH_4, CO_2), urmată de degajarea lor din pori și la adsorbția apei.

La adsorbția gazelor și lichidelor în porii cărbunelui, cantitatea de substanță adsorbită este proporțională cu căldura de udare, conform ecuației izotermei de adsorbție (Zwietering și Fan Krevelen):

$$V_a = A \cdot P \cdot e^{\frac{Q}{RT}}$$

în care: V_a este volumul de substanță adsorbită;
P — presiunea;
Q — căldura de adsorbție;
A — constantă, incluzînd suprafața internă a cărbunelui.

Cu creșterea gradului de incarbonizare suprafața liberă internă a structurii cărbunilor se micșorează, datorită reducerii dimensiunii porilor.

Căldura de udare este dependentă de conținutul de materii volatile și deci de gradul de incarbonizare.

Suprafața liberă internă calculată din determinările căldurii de udare are valori de 50 [m²/g] la antraciți, 20 [m²/g] la huile de cocs, 200[m²/g] la huile neaglutinante.

Adsorbția apei este dependentă de compoziția chimică a cărbunelui (scade cu gradul de incarbonizare) și sterilului (un steril argilos mărește capacitatea cărbunelui de adsorbție a apei).

b. Proprietăți chimice

Oxireactivitatea — combustia. *Oxireactivitatea* reprezintă capacitatea cărbunelui de a reacționa cu oxigenul, la temperatură obișnuită (combustie lentă) sau la temperatura de aprindere, dependentă de gradul de incarbonizare (crește cu gradul de incarbonizare).

La arderea completă a masei combustibile (compuși de C, H, O, S, N) rezultă gaze de ardere care conțin CO_2, SO_2, vapori de apă etc;

$$C + O_2 \rightarrow CO_2$$

$$S + O_2 \rightarrow SO_2$$

$$H_2 + 1/2\, O_2 \rightarrow H_2O$$

Reacția de oxidare este puternic exotermă.

Puterea calorifică reprezintă cantitatea de căldură degajată la arderea completă a unității de greutate a cărbunelui și se distinge o putere calorifică superioară (Q_s) cînd apa rezultată în produsele arderii este în faza lichidă (condensată) și una inferioară (Q_i) cînd apa se consideră în fază gazoasă — vapori.

Cantitatea de căldură necesară vaporizării apei de combustie și din umiditatea combustibilului este:

$$Q_s - Q_i = 600\,(g_{H_2O} - g_H)$$

unde: g_{H_2O} și g_H sînt ponderile apei și hidrogenului rezultate din analiza elementară a combustibilului.

Calculul puterii calorifice cu o eroare maximă de 5% se poate face cu relația:

$$Q_s = 8\,100\, g_C + 30\,000\, g_H - 2\,600\,(g_O - g_s),$$

$$Q_i = 8\,100\, g_C + 24\,000\, g_H - 2\,600\,(g_O - g_s) - 600\, g_{H_2O}$$

în care: g_C, g_H, G_O, g_S, g_{H_2O} sînt proporțiile în greutate ale componenților (C, H, O, S, și H_2O).

Puterea calorifică crește cu gradul de incarbonizare și scade cu conținutul de steril și cu umiditatea.

Carboxireactivitatea. Carboxireactivitatea sau susceptibilitatea de a reduce CO_2 la CO ($CO_2 + C \rightarrow 2CO$) este dependentă de asemenea de gradul de incarbonizare și interesează îndeosebi la cocsuri.

Acțiunea substanțelor chimice asupra cărbunelui. Reactivitatea chimică a masei cărbunoase crește cu scăderea gradului de incarbonizare.

Acizii dizolvă părți din steril și acționează și asupra substanței organice, hidroxizii și carbonații alcalini pot extrage acizii humici din cărbunii cu grad mic de incarbonizare, iar unii reactivi organici (piridina, tetralina) pot solubiliza cărbunele.

În anumite condiții de temperatură și presiune, cărbunii tineri (și huilele) pot fi hidrogenați, dizolvați sau trecuți în suspensie cu obținerea de produse similare țițeiului.

Tratarea cărbunilor cu reactivi chimici anorganici sau organici se realizează însă în laborator, principala metodă de chimizare a combustibililor fosili solizi fiind pirogenarea.

Comportarea la pirogenare. Comportarea cărbunilor la pirogenare este o proprietate deosebit de importantă în procesele de semicocsificare și cocsificare.

Masa organică a huilelor este considerată un tot cu structură unitară — coloidală, combinație macromoleculară de omologi cu grad de polimerizare diferit, dar cu structură asemănătoare. Diferențele de comportare la pirogenare rezultă din diferențele de structură și din ponderea constituienților petrografici. Aglutinarea este o însumare de procese fizico-chimice ce au loc la descompunerea pirogenetică a macromoleculei cărbunoase.

Capacitatea de cocsificare a cărbunilor este influențată de porozitate (gradul de dezvoltare a suprafeței interne) și de procentul de materii volatile.

BIBLIOGRAFIE

1. HUBER — PANU, I. Manualul inginerului de mine, Editura Tehnică, București, 1956.
2. SCHUBERT, H., Aufbereitungsfester mineralischen Rohstoffe VEB, — Leipzig, 1968.
3. BOGDANOV, D.S. ș.a. Spravocinic po obogoșceniiu rud, Jzdatelstvo nedra — Moscova 1972.
4. DOBRESCU, L. Preparabilitatea substanțelor minerale utile (Bazele teoretice ale mineralogiei) Editura Academiei RSR — București, 1978.
5. TAGGART, A.F. Handbook of mineral dressing, Ed. JohnWiley and Sons, London, 1964
6. PETRULIAN, N. Zăcăminte de minerale utile, Editura Tehnică București, 1973.
7. RĂDULESCU, D. Petrologia rocilor sedimentare. Editura didactică și pedagogică, București, 1979.
8. PÂRVU, G, Roci utile din România, Editura Tehnică, București, 1977.
9. MARCU, GH. Chimia metalelor, Editura didactică și pedagocică — București 1979.
10. TOCACI, L. Prepararea minereurilor feroase și neferoase. Litografia Institutului Politehnic București, 1980
11. BOLEWSKI, A. Determinarea mineralelor Editura Tehnică, București, 1979.
12. MURGU, M. Exploatabilitatea zăcămintelor metalifere. Editura Tehnică — București, 1970.
13. OPREA, FL. Procedee speciale în metalurgia metalelor neferoase, Editura Tehnică — București, 1975.
14. BLAZY, P. Valorisation des minerais, Paris, 1970.
15. ILIE, P. Scheme și regimuri de preparare a minereurilor Editura Tehnică — București, 1981.
16. OSTAPENKO P.E. Obogașcenie jeleznih rud., Nedra Moscova, 1977.
17. BLUM I. și STEFĂNESCU I. Tehnologia combustibililor solizi. Editura didactică și pedagogică-București, 1970.
18. MOLDOVAN, P. ș.a. Tehnologii metalurgice. Editura didactică și pedagogică-București 1979
19. * * * Manualul inginerului metalurg. Editura Tehnică — București 1978
20. CRĂIESCU, I. Prepararea substanțelor minerale utile, Editura didactică și pedagogică — București, 1982.
21. GURAN, M. Calitatea produselor miniere Editura Tehnică — București, 1982

BCU IAȘI

PARTEA A DOUA

OPERAŢIILE DE PREGĂTIRE PENTRU CONCENTRARE

BCU IAŞI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 3

FACTORI DE INFLUENȚĂ ȘI PRINCIPII ALE PROCESELOR DE MĂRUNȚIRE

În componența sistemului care constituie ansamblul operațiilor de preparare mecanică, sfărîmarea și măcinarea reprezintă operațiile de început sau preliminare.

Materiile prime sub formă de roci sau minereuri, indiferent de scopurile pentru care au fost exploatate, cum sînt: rocile eruptive pentru terasamente; calcarele și dolomitele ca fondanți în metalurgie sau materie primă în industria chimică și cea a cimentului, minereurile de toate tipurile pentru preparare și pregătire, în vederea concentrării mineralelor utile și altele, sînt supuse mai întîi operațiilor de mărunțire.

3.1. Factori de influență a mărunțirii

În procesul de mărunțire intervin o serie de factori ce influențează desfășurarea procesului și rezultatele sale, printre care se menționează o parte dintre cei mai principali.

Dimensiunea inițială a substanței minerale. S-a remarcat faptul că mărunțirea materialelor de dimensiuni mari este mai puțin dificilă datorită prezenței fisurilor și a suprafețelor de separație ce reprezintă suprafețe de minimă rezistență; consumul de energie necesar în acest caz pentru mărunțire este mult redus. Mărunțirea granulelor de dimensiuni reduse este mai dificilă, ele fiind mai puțin fisurate și efortul de mărunțire netransmițîndu-se direct, ci îndeosebi prin intermediul granulelor învecinate.

Starea inițială a substanței minerale. Substanțele minerale compacte și omogene, formate din minerale de dimensiuni sau durități apropiate ca valoare, să mărunțesc greu, deoarece mărunțirea se face după ce traversează uniform materialul și în final se vor obține granule concrescute pentru a căror dezasociere este necesar un consum mai ridicat de energie. Substanțele minerale eterogene formate din granule de dimensiuni și durități diferite, slab cementate, alterate și cu texturi șistoase, se dezasociază mai ușor.

Proprietățile fizico-mecanice ale substanței minerale, ca tăria și duritatea clivajul și spărtura, elasticitatea, structura și textura, umiditatea, intervin diferit și cu pondere mare în procesul de mărunțire.

Tăria și duritatea materialului sînt proprietăți ce determină gradul de uzură a pieselor mecanice. Aprecierea comportării la mărunțire a substanțelor minerale după tărie și duritatea are o valoare relativă, întrucît încercările se fac prin solicitarea materialelor la compresiune, dar rezistența la compresiune este determinată numai cînd mărunțirea se face prin compresiune.

Clivajul și spărtura influențează comportarea la mărunțire întrucît: se disting minerale cu clivaj perfect (mică, gips, galenă, blendă, pirită), clivaj bun (calcit, barită), clivaj imperfect. Mineralele cu clivaj perfect au spărturi plane și netede, iar cele cu clivaj imperfect au spărturi concoidale și rezistențe mult mai mari la mărunțire.

Elasticitatea și plasticitatea substanțelor minerale. S-a constatat că materialele cu limite de elasticitate și coeziuni mici (galenă, blendă, pirită, minerale de mangan etc) sînt casante și friabile, deci ușor de mărunțit. Materialele plastice (grafit, talc, stibină) nu-și pierd coeziunea și sînt ușor de mărunțit.

Rezistența la sfărîmare (mărunțire) a substanțelor minerale utile reprezintă energia pe unitate de greutate necesară pentru sfărîmarea materialelor, în kWh/t. Energia specifică de sfărîmare se exprimă în kWh/t cm^2.

Este de remarcat faptul că nici o caracteristică mineralogică curentă nu permite estimarea rezistenței la mărunțire.

Alte proprietăți ale substanțelor minerale ce intervin la mărunțire sînt: umiditatea (ce determină alegerea metodei de mărunțire), structura și textura, modul de asociere sau gradul de concreștere, ce determină dimensiunea la care trebuie sfărîmat materialul pentru a pune în libertate cît mai multe granule monominerale, în vederea concentrării.

Mecanismul fizic al procesului de mărunțire (fizica ruperii materialului). Mărunțirea (sfărîmarea sau măcinarea) nu realizează numai reducerea dimensiunii particulelor solide ci și crearea de noi suprafețe. Tensiunile interne ce iau naștere în substanța minerală supusă sfărîmării sau măcinării depășesc forțele de atracție moleculară și ruperea va avea loc în așa numitele puncte de neomogenitate care pot fi:

— pori și fisuri între suprafețele de separație ale fazelor solide (componenții minerali);

— neomogenități datorate agregatelor de cristale;

— defecte în rețeaua cristalină.

În punctele de neomogenitate se produc deformări elastice care conduc la ruperea materialului și deformări plastice la suprafață.

Ruperea materialului este amorsată direct proporțional cu punctele de neomogenitate, a căror repartizare în masa granulei este neuniformă.

S-a stabilit experimental că odată cu scăderea dimensiunii materialului rezistența la sfărîmare crește, deoarece probabilitatea existenței punctelor de neomogenitate este mai mică la particule mici. Probabilitatea mărunțirii crește deci cu scăderea energiei constante.

Mărunțirea se realizează în funcție de necesitate în două faze distincte: sfărîmare și măcinare.

3.2. Principiile proceselor de mărunțire

În general, *mărunțirea* constituie operațiile de preparare mecanică prin care se realizează o reducere a dimensiunilor bucăților de rocă sau minereuri pînă la limitele cerute de utilizările ulterioare în diferite procedee tehnologice. Scopurile principale ale operațiilor de mărunțire în domeniul preparării mecanice sînt:

— să realizeze împreună cu o clasare adecvată o anumită distribuție granulometrică și o anumită suprafață specifică proceselor tehnologice ulterioare;

— să realizeze o dezasociere completă a compușilor minerali în vederea separării și concentrării substanțelor minerale utile cu randamente cît mai mari,

Din experiența practică s-a constatat că operațiile de mărunțire sînt cele mai costisitoare din ansamblul operațiilor de mărunțire din ansamblul operațiilor de preparare mecanică, costurile acestora ajungînd pînă la 45% din total în timp ce investițiile pentru realizarea operațiilor de mărunțire din cadrul unui obiectiv de preparare, depășesc 60% din total.

Pornind de la acest important indicator economic, operația de mărunțire în funcție de caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor sau minereurilor și de scopul final se realizează pe faze și în trepte succesive,

Fiecare treaptă de sfărîmare (mărunțire) se caracterizează prin raportul de reducere a dimensiunilor bucăților de intrare față de cele de ieșire, care se numește *gradul de sfărîmare* și care reprezintă principala caracteristică calitativă a operațiilor de mărunțire.

Acest indicator se notează cu „*n*" și indică de cîte ori a fost redusă dimensiunea în cadrul operației, respectiv înainte și după mărunțire și se calculează cu relația:

$$n = \frac{D}{d}$$

în care: D și d reprezintă dimensiunile celei mai mari granule din alimentare și celei mai mari granule din produsul sfărîmat,

De multe ori mărimea D reprezintă dimensiunea medie a materialului înainte de mărunțire, iar măcinarea d — dimensiunea medie a materialului după mărunțire sau dimensiunea ochiurilor sitei (ciurului) prin care a trecut 95% din material înainte și după mărunțire.

În unele cazuri, gradul de mărunțire se determină cu formula:

$$n = \frac{0{,}85 \cdot D}{d}$$

în care: D și d reprezintă dimensiunile efective ale gurii de alimentare și de evacuare ale utilajului de mărunțire.

În faza de măcinare se utilizează în locul gradului de mărunțire, indicatorul: *finețea de măcinare*, care se definește prin conținutul de material care trece prin ochiurile sitei de 0,074 mm.

În cazul aplicării mai multor trepte de mărunțire, gradul de sfărîmare (mărunțire) se determină prin relația:

$$n_T = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \ldots n_i$$

Gradul de mărunțire variază în funcție de metodologia adoptată între 2 și 8 pentru sfărîmare și între 5 și 350 pentru măcinare.

Preocupările pentru exprimarea teoretică a proceselor de mărunțire a constituit o intensă activitate a tuturor generațiilor de cercetători care au pus bazele științifice ale „Prepărării mecanice a substanțelor minerale utile" sau ale „Mineralugiei", așa cum mult mai corect o denumesc, în ultimii ani — oamenii de știință. Astfel, pionierii primelor ipoteze îl reprezintă Rittinger în 1867, după care urmează Kirpicev în 1974 și Kick 1885. Ipotezele acestor primi cercetători, deși au fost analizate și completate timp de peste 100 de ani, ele rămîn totuși recunoscute ca unele dintre principiile de bază ale procesului de mărunțire.

Toate studiile teoretice și observațiile rezultate din experiența practică au arătat că procesul de mărunțire a rocilor și minereurilor depinde atît de proprietățile lor fizico-mecanice (de rezistența la sfărîmare, de aptitudinea de mărunțire etc.) cît și de condițiile de lucru (modul de acționare a mașinilor de sfărîmare, mediul în care are loc mărunțirea, gradul de sfărîmare etc).

Pornind de la importanța deosebită pe care o are consumul de energie în procesul de mărunțire, toate cercetările efectuate încearcă să stabilească o legătură între energia consumată și rezultatele mărunțirii.

Ipoteza lui Rittinger presupune că energia utilă de mărunțire este proporțională cu creșterea suprafeței specifice a materialului supus mărunțirii S, respectiv cu suprafața nou formată:

$$\Delta E = K_1 K_2 \Delta S = K_1 K_2 \Delta(D^2) \text{ sau}$$

$$E = K_1 K_2 \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D}\right)$$

unde: K_1 și K_3 sînt constante care depind de utilajul utilizat și de proprietățile materialului;

D și d — dimensiunile materialului înainte și după mărunțire.

Ipoteza lui *Rittinger* a fost verificată în practică în cazul mărunțirii la dimeniuni foarte mici (1—100 microni).

Ipoteza lui Kirpicev — Kick presupune că energia necesară pentru mărunțire variază proporțional cu volumele sau greutățile acestor corpuri.

$$\Delta E = K_1 K_2 \Delta V = K_1 K_2 \Delta(D^3), \text{ sau}$$

$$E = K_1 K_2 \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D}\right) [\text{kWh/t}]$$

Ipoteza lui Kirpicev-Kick a fost verificată experimental în cazul mărunțirii materialelor de dimensiuni mari.

Ipoteza lui Bond. Într-un interval de cca. 70—80 de ani, de verificare practică a ipotezelor *Rittinger-Kirpicev,* se remarcă ipoteza lui Bond (1950—1952), care presupune că energia utilă necesară pentru mărunțire este proporțională cu media geometrică a produsului dintre volum (D^3) și suprafață (D^2), respectiv o combinație între cele două teorii anterioare:

$$\Delta E = K_1 K_2 \Delta \sqrt{V \cdot S} = K_1 K_2 \Delta (D^{2,5})$$

Pentru determinarea energiei specifice de sfărîmare (E_0) este necesar ca la integrare să se aibă în vedere valorile mărimilor D și d. După integrare se obține formula care exprimă energia specifică de sfărîmare:

$$E_0 = \frac{E}{Q} = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right] \text{ [kWh/t]}$$

În ipoteza lui Bond, energia specifică necesară pentru mărunțirea unui material de la dimensiunea infinită ($D = \infty$) la dimensiunea $d = 100$ în microni, 80% din material trece prin sita de 100 microni, relația energiei specifice se transformă în:

$$E_0 = \frac{E}{Q} = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) = \frac{K_B}{10} = W_i \text{ [kWh/t]}$$

în care: $K_B = K_1 \cdot K_2$;

W_i — indicele energetic de sfărîmare denumit și indicele lui Bond.

Prin urmare:

$$K_B = 10\, W_i \text{ sau}$$

$$E_0 = 10\, W_i \left[\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right] = 10\, W_i \frac{\sqrt{D} - \sqrt{d}}{\sqrt{D} \cdot \sqrt{d}} \text{ [kWh/t]}$$

În acest fel, indicele lui Bond poate fi exprimat cu formula:

$$W_i = \frac{E_0}{10} \cdot \frac{\sqrt{D \cdot d}}{\sqrt{D} - \sqrt{d}} \text{ [kWh/t]}$$

Indicele W_i se determină experimental și are o mare importanță în lucrările de proiectare, atît pentru dimensionarea utilajelor cît și pentru stabilirea consumului necesar de energie. Valoarea indicelui energetic de sfărîmare (W_i) determinat de *Bond* pentru diferite roci și minereuri este prezentată în tabelul 3.1.

Ipoteza lui Charles. Ipoteza lui *Charles* (1958) constituie pînă în ultimul timp relația cea mai convenabilă pentru exprimarea energiei specifice de mărunțire. Teoria lui *Charles* arată că cele trei ipoteze propuse de *Rittinger, Kick* și *Bond* sînt de fapt cazuri particulare ale unei legi generale care permite determinarea energiei de mărunțire în toate domeniile granulometrice ale materialului ce se supune mărunțirii. Această teorie presupune că raportul dintre variația energiei de mărunțire (dE) și variația dimensiunii granulelor (dD) este negativ și invers proporțional cu dimensiunea granulei ridicată la o

Tabelul 3.1

Indicele de mărunțire (W_i) după Bond

Roca sau minereul	Densitate g/cm³	W_i kWh/t	Roca sau minereul	Densitate g/cm³	W_i kWh/t
Andezit	2,84	20,3	Minereu de molibden	2,70	13,6
Bazalt	2,91	19,0	Minereu de nichel	3,28	15,1
Barit	4,50	5,0	Minereu de staniu	3,95	12,0
Bauxită	2,20	9,8	Gresie	2,65	28,9
Gabrou	2,83	20,5	Pirită	4,06	9,8
Hematit	3,53	14,3	Minereu de pirotină	4,04	10,5
Gips	2,69	7,8	Micașist	3,01	9,8
Argilă	2,51	7,0	Săruri de potasiu	2,40	8,9
Gnais	2,70	22,4	Feldspat	2,59	11,9
Șisturi bituminoase	1,84	17,6	Minereu cu rutil	2,80	14,0
Granit	2,66	16,8	Minereu de plumb	3,35	13,1
Grafit	1,75	48,5	Minereu de plumb și zinc	3,36	11,9
Diabaz	2,87	21,4	Sienit	2,73	14,5
Diorit	2,82	23,2	Sist	2,63	17,5
Dolomit	2,74	12,5	Specularit	3,28	15,2
Minereu aurifer	2,81	16,5	Tuf vulcanic	2,58	13,6
Calcar	2,66	14,0	Taconit	3,54	16,1
Cuarț	2,68	15,5	Minereu de titan	4,01	13,6
Cuarțit	2,67	10,6	Cărbune	1,40	14,3
Nisip cuarțos	2,67	15,0	Feromangan	6,32	9,2
Klincher	3,15	14,8	Ferosiliciu	4,41	11,0
Cocs	1,31	16,7	Ferocrom	6,66	8,4
Magnezit	3,06	12,3	Fosforit	2,74	11,0
Minereu de mangan	3,53	13,5	Minereu de zinc	3,64	12,8
Minereu cuprifer	3,02	14,1	Zgură de furnal	2,74	11,3

putere „n", ce depinde de caracteristicile materialului și condițiile în care are loc mărunțirea.

Astfel: $\frac{dE}{dD} = -\frac{K}{D^n}$ sau $dE = -K\frac{dD}{D^n}$

a. Integrîndu-se pentru $n = 2$, se obține ecuația lui Rittinger:

$$\int_0^E dE = -K\int_D^d \frac{dD}{D^2} = K\left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D}\right)$$

b. Pentru $n = 1{,}0$, se obține ecuația lui Kick-Kirpicev:

$$\int_0^E dE = -K\int_D^d \frac{dD}{D} = K \lg \frac{D}{d}$$

c. Pentru $n = 1{,}5$, se obține ecuația lui Bond:

$$\int_0^E dE = -K\int_D^d \frac{dD}{D^{1,5}} = W_i\left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}}\right)$$

în care $K = K_1K_2 = W_i$.

BCUVAS / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Pornind de la ecuația generalizată a lui Charles și dînd coeficientului n diferite valori, se obține o funcție hiperbolică de forma:

$$E_0 = K\frac{1}{d}$$

Această funcție prezentată în figura 3.1 este cunoscută sub denumirea de ecuația lui *Hukki* (1966). Domeniul de aplicabilitate a ecuației lui *Hukki*

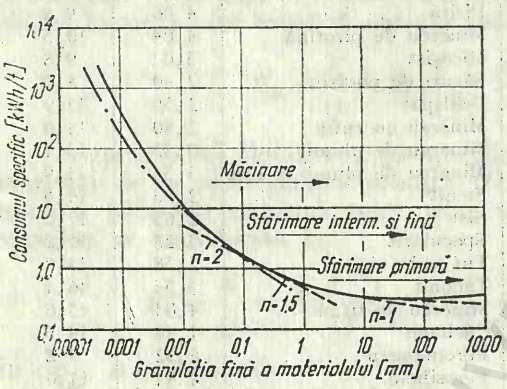


Fig. 3.1. Consumul specific orientativ de energie la sfărîmarea în funcție de granulația finală (după HUKKI).

se situează în partea granulometriei foarte fine, așa cum rezultă și din diagrama prezentată.

În ultimul timp, datorită complexității factorilor care intervin în procesele de mărunțire, cercetătorii se orientează prin studiile lor, pentru stabilirea unor modele statistice ale mărunțirii, atît în cazul sfărîmării cît și în cel al măcinării [17, 18].

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 4

SFĂRÎMAREA

Procesul de sfărîmare constituie operațiile de mărunțire, prin care materialul brut este redus din punct de vedere granulometric de la dimensiunea inițială (în unele cazuri chiar de la 1 500—1 600 mm) pînă la cca. 5 mm.

Pentru obținerea unor produse cît mai uniforme, procesul de sfărîmare se realizează în două, trei sau chiar patru trepte (tabelul 4.1).

Tabelul 4.1

Trepte de sfărîmare

Specificare	Minereu de dimensiuni mari [mm]		Minereu de dimensiuni medii [mm]	
	Alimentare	Evacuare	Alimentare	Evacuare
Treapta I (sfărîmare grobă)	1600	400	500	125
Treapta II (sfărîmare intermediară)	400	100	125	30
Treapta III (sfărîmare intermediară-2 sau finală)	110	25	30	5
Treapta IV (sfărîmare finală)	25	5	—	—

Operațiile de sfărîmare se realizează în mediu uscat, iar procesul în sine depinde de o mare complexitate de factori, care în cea mai mare parte nu pot fi determinați. Factorul cel mai important îl constituie rezistența la sfărîmare.

Pe lîngă aceasta, se mai remarcă: particularitatea, forma, dimensiunile și umiditatea materialului; poziția reciprocă a bucăților de sfărîmat în utilajul care efectuează această operație; densitatea și omogenitatea bucăților; caracterul circulației materialului și în sfîrșit, condițiile exterioare cum sînt înghețul, prezența unor reactivi, încălzirea etc.

Din punctul de vedere al rezistenței la compresiune sau la strivire (σ), rocile și minereurile se clasifică în patru categorii:

Categoria	*Rezistența la compresiune* [kgf/cm²]
1. Roci moi	sub 100
2. Roci de tăiere medie	100—500
3. Roci tari	500—1000
4. Roci foarte tari	peste 1000

4.1. Clasificarea mașinilor de sfărîmare

Există mai multe criterii de clasificare a mașinilor de sfărîmare (tabelul 4.2), după:

Tabelul 4.2

Clasificarea mașinilor de sfărîmare

Nr. crt.	După caracterul efortului de zdrobire	După forma organelor de zdrobire	Tipuri constructive
1.	Prin compresiune și frecare între două suprafețe solide	1.1. Concasoare cu fălci	1.1.1. Cu mișcare simplă
		1.2. Concasoare conice	1.1.2. Cu mișcare compusă
			1.2.1. Cu ax fix
			1.2.2. Cu ax suspendat
			1.2.3. Cu ax rezemat
			1.2.4. Cu ax în consolă
			1.2.5. Cu ax vibrant
		1.3. Concasoare cu valțuri	1.3.1. Cu un singur valț
			1.3.2. Cu două valțuri dințate
			1.3.3. Cu trei valțuri dințate
			1.3.4. Cu două valțuri netede
2.	Prin lovire pe o singură suprafață solidă	2,3. Concasoare cu ciocane și impact	2.1.1. Cu un singur rotor
			2.1.2. Cu două rotoare
		2.2. Alte utilaje de sfărîmare	2.2.1. Tamburi de sfărîmare
			2.2.2. Dezintegratoare

a) *natura efortului de sfărîmare* (procedeul de sfărîmare) sau modul aplicării efortului de sfărîmare asupra particulelor de material se disting (fig. 4.1):

— mașini care lucrează prin compresiune — concasoare cu fălci, concasoare giratorii, valțuri (fig. 4.1, *a*, *b*, *c*);

— mașini care lucrează prin forfecare, cînd granula se rupe după un plan paralel cu planul de forfecare cînd suprafețele de sfărîmare sînt striate (fig. 4.1, *d*, *e*);

— mașini care lucrează prin lovire (șoc) — concasoare cu ciocane, mori cu ciocane, șteampuri (fig. 4.1, *f*);

— mașini care lucrează prin frecare — mori cu discuri, mori cu bile etc., la care cele două suprafețe alunecă una față de alta (fig. 4.1, *g*, *h*, *i*, *j*).

Această clasificare este însă numai orientativă deoarece într-o aceeași mașină de sfărîmare intervin combinații ale acestor eforturi. Alegerea procedeului de sfărîmare se face în funcție de caracteristicile dorite pentru produsul sfărîmat (de ex. sfărîmarea prin compresiune se preferă pentru materiale mari și dure, la sfărîmarea prin șoc și forfecare nu se produce material foarte fin etc.).

b) *natura substanței minerale* supuse sfărîmării: există mașini pentru materiale tari, pentru materiale cu tărie medie, pentru materiale moi, dar

uneori aceeași mașină poate fi utilizată pentru mai multe categorii de materiale;

c) *dimensiunea materialului* supus sfărîmării — este clasificarea cea mai utilizată; se disting:

— mașini pentru sfărîmare primară (preliminară sau antezdrobitoare) a materialului cu dimensiuni peste 80—100 mm — concasoare cu fălci, giratorii, cu ciocane;

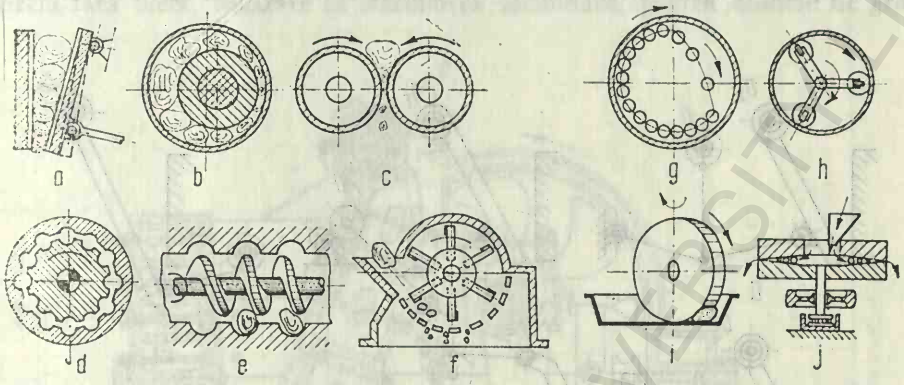


Fig. 4.1. Diferite tipuri de solicitări în mașinile de mărunțire:
a, b, c, — solicitarea prin compresiune; *d, e* — solicitarea prin compresiune și forfecare; *f, g, h, i, j* — solicitare prin lovire și frecare.

— mașini pentru sfărîmarea intermediară (secundară) a materialului între 10 și 80 mm — granulatoare cu fălci, concasoare conice, valțuri etc;

— mașini pentru sfărîmarea finală pînă la 5—10 mm.

d) *mediul în care se execută sfărîmarea* se disting mașini care lucrează uscat de la zeci de centimetri pînă la 5 mm, cînd operațiile ulterioare sînt pneumatice și este necesar să se evite contactul apă-material, și umed — ce realizează granulometrii mai fine, cu avantajul unei productivități mai ridicate, transportul materialelor fiind posibil și prin cădere liberă;

e) *caracteristicile mecano-constructive* ale mașinilor de sfărîmat; se disting: concasoare cu fălci, concasoare conice, concasoare cu cilindrii de sfărîmare, concasoare cu ciocane, mori (clasificarea lui Andreev).

4.2. Concasoare cu fălci

Concasoarele cu fălci se utilizează la sfărîmarea preliminară (primară sau antezdrobitoare) a materialelor de duritate ridicată (3 500 daN/cm²).

Concasoarele cu fălci se clasifică în funcție de natura mișcării fălcii mobile: cu mișcare simplă și cu mișcare compusă.

4.2.1. Concasoare cu mișcare simplă a fălcii

Aceste concasoare cu fălci se mai numesc și *concasoare cu bielă*. Principalele tipuri constructive sînt prezentate în figura 4.2. Dintre acestea, varianta cea mai răspîndită este cea cu suspendarea în partea superioară a fălcii mobile și acționarea cu mecanismul bielă-manivelă prin intermediul a două plăci de presiune, așa zisul *sistem Blake* (fig. 4.2, *a*), toate celelalte

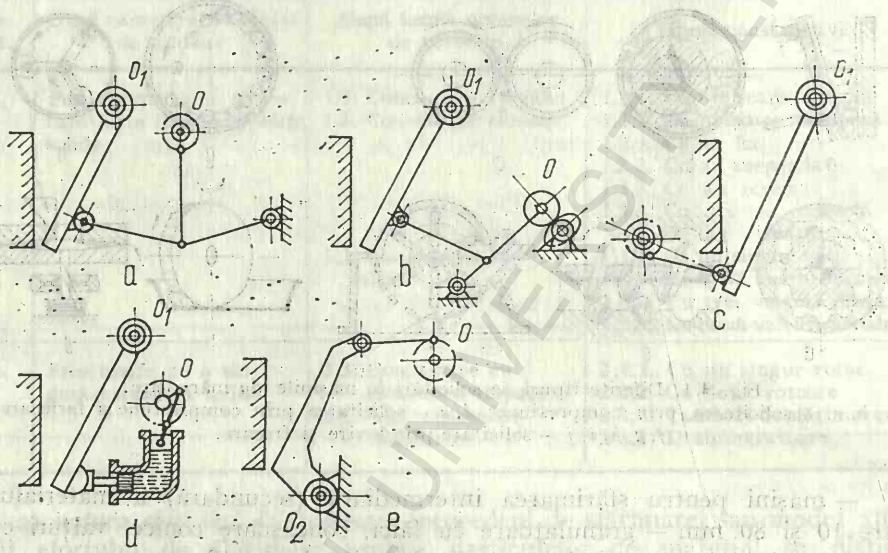


Fig. 4.2. Principalele tipuri constructive ale concasoarelor cu mișcare simplă a fălcii.

tipuri (fig. 4.2, *c*, *d*, și *e*) fiind în curs de experimentare industrială. Se pare că cele mai mari perspective îl oferă tipul canadian cu acționare hidraulică cu fălci mobile (fig. 4.2, *b*).

În figura 4.3 se prezintă o secțiune printr-o construcție convențională modernizată a unui concasor cu fălci. Sfărîmarea se realizează prin compresiune între falca fixă *1* și falca mobilă *2* care delimitează camera de sfărîmare. Falca mobilă este suspendată așa cum rezultă în punctul *9*, iar oscilațiile fiindu-i imprimate de către un ax cu excentric prin intermediul bielei *4* și a plăcilor de presiune *3* și 5. La ridicarea bielei se produce efectul de sfărîmare. Reglarea gurii de evacuare a materialului se face prin sistemul cu pană *6*, iar readucerea în poziție inițială a fălcii mobile după fiecare oscilație se realizează prin tija *8* și arcul *7*. Plăcile de presiune pot fi astfel dimensionate încît să constituie o protecție împotriva suprasarcinilor.

În tabelul 4.3 sînt prezentate caracteristicile concasoarelor cu mișcare simplă a fălcii.

4.2.2. Concasoare cu mișcarea compusă a fălcii

Concasoarele cu mișcarea compusă a fălcii se mai numesc și *concasoare fără bielă.*

Concasoarele cu fălci fără bielă au căpătat în ultimul timp o răspîndire mare atît la sfărîmarea primară cît și la sfărîmarea secundară. Concasoarele fără bielă, utilizate la sfărîmarea secundară, poartă numele de *gra-*

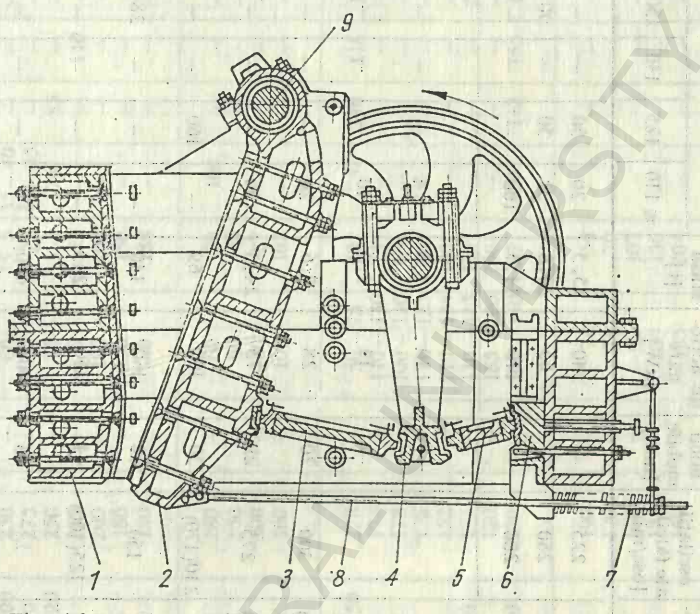


Fig. 4.3. Secțiune printr-un concasor cu mișcare compusă a fălcii.

nulatoare. Există în prezent mai multe tipuri constructive de concasoare fără bielă, fiecare cu avantaje și dezavantaje. În general, concasoarele fără bielă, în comparație cu concasoarele clasice, au o greutate de 20—30% mai mică, iar construcția lor este mai simplă. Pot prelua forțe la fel de mari cu cele care apar în concasoarele cu bielă. Se remarcă faptul că mișcarea compusă a fălcii conduce la o frecare mai accentuată dintre material și fălci, din care cauză uzura este mai pronunțată, față de ceea ce se realizează la tipul clasic.

La acest tip de concasoare, reglarea fantei de evacuare se face prin intermediul unui dispozitiv cu pană. Caracteristicile principalelor tipuri de concasoare cu fălci cu mișcare compusă a fălcii sînt prezentate în tabelul 4.4.

Tabelul 4.3

Concasoare cu mișcare a fălcii

Firma (Țara)	Tipul	Dimensiuni [mm] alimentare $B+L$	Dimensiuni [mm] evacuare b	Numărul de oscilații ale fălcilor [osc/min]	Cursa fălcii mobile [mm]	Puterea de acționare [kW]	Masa [t]	Capacitatea de prelucrare pentru diferite mărimi ale fantei de evacuare [m³/h] ⩽ 110	125	140	150	175	190	500	225	250
Progresul	C 8050	500×800	60—120	225	—	40	15,5	20	50	—	—	—	—	—	—	—
Brăila	C 9060	600×900	75—160	280	—	65	20,8	32	50	—	90	—	—	—	—	—
(R.S.R.)	C 12090	900×1200	100—180	200	—	110	44,5	100	—	—	—	140	—	—	—	—
	S.D.P. 1,6×2,5	160×150	30	—	—	10	1,5	4	—	—	—	—	—	—	—	—
	S.D.P. 2,5×4	250×400	60	—	—	14	4,0	10	—	—	—	—	—	—	—	—
	S.D.P. 4×6	400×600	80(40—100)	300	20	28	7,6	20	—	—	—	—	—	—	—	—
(U.R.S.S.)	S.D.P. 6×9	600×900	100(80—160)	275	29	75	24,3	50	—	—	—	—	—	—	—	—
	S.D.P. 9×12	900×1200	130	210(170)	30	100	69	—	160	—	—	—	—	—	—	—
	S.D.P. 12×15	1200×1500	150	150	32	160	140	—	—	—	280	—	—	—	—	—
	S.D.P. 15×21	1500×2100	180	125(100)	44	250	245	—	—	—	—	450	—	—	—	—
	S.D.P. 21×25	2100×2500	250	—	53	500	470	—	—	—	—	—	—	—	—	750
Ernst Thälman (R.D.Germană)	—	900×1200	140—200	180	—	58—74	70	—	—	130	140	162	175	180	—	—
	—	200×1500	190—250	170	—	75—100	130	—	—	—	—	—	170	200	240	260
	—	1500×1800	220—300	160	—	90—130	200	—	—	—	—	—	—	—	230	290
	—	1520×2140	250—350	140	—	110—150	260	—	—	—	—	—	—	—	—	430

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

	52	280×500	50—60	300	—	25	5,7	8—10	—	—	—	—	—	—	—	—
	63	355×600	50—60	280	—	30	9,5	12—18	—	—	—	—	—	—	—	—
	74	400×700	50—60	275	—	45	13	22—28	—	—	—	—	—	—	—	—
	84	450×850	60—80	275	—	60	19,5	30—40	—	—	—	—	—	—	—	—
G.H.H.	186	630×800	80—100	250	—	60	25,5	35—40	—	—	—	—	—	—	—	—
(R.F.Ger-	104	400×1000	60—70	275	—	70	22	45—55	—	—	—	—	—	—	—	—
mania)	108	800×1000	100—120	250	—	75	33,5	75	85	—	—	—	—	—	—	—
	129	900×1200	140	225	—	130	62	—	—	110	—	—	—	—	—	—
	1512	1200×1500	200	200	—	190	102	—	—	—	—	—	—	200	—	—
	1814	1400×1800	250	180	—	250	150	—	—	—	—	—	—	—	—	300
	2016	1600×2000	250	180	—	300	188	—	—	—	—	—	—	—	—	400
	—	630×1000	100	280	—	60	30	100	—	—	—	—	—	—	—	—
Wedag	—	900×1200	190	250	—	90	48	—	—	—	—	—	210	—	—	—
(R.F. Ger-	—	1200×1500	260	200	—	120	87	—	—	—	—	—	—	—	—	315
mania)	—	1500×2100	350	160	—	160	162	—	—	—	—	—	—	—	—	350
	—	700×1250	90—150	220	—	50—75	40	75	140	116	125	—	—	—	—	—
	—	900×2000	200	178	—	110—130	74	—	—	—	—	—	—	235	—	—
	—	1000×1600	200	178	—	100—110	68	—	—	—	—	—	—	190	—	—
Dragon	—	1000×2000	200	178	—	110—125	86	—	—	—	—	—	—	235	—	—
(Franţa)	—	1070×2000	225	152	—	110—124	100	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	1250×2000	150—250	132	—	110—125	129	—	—	—	210	245	265	280	320	340
	—	1600×2500	300	120	—	185—200	250	—	—	—	—	—	—	—	—	420
	—	1900×1600	100—200	170	—	100—110	67	120	142	155	165	165	185	190	—	—
	—	915×1065	180	190	—	74	54	—	—	—	—	85	—	—	—	—
Margar-	—	915×1200	180	170	—	74	70	—	—	—	—	100	—	—	—	—
dshammar	—	1015×1525	205	160	—	92	107	—	—	—	—	—	—	150	—	—
(Suedia)	—	1220×1830	230	150	—	130	136	—	—	—	—	—	—	—	230	—
	—	1525×2135	255	140	—	185	204	—	—	—	—	—	—	—	—	300
Allis-	—	810×1065	100—200	200	—	75	57	140	165	175	190	205	215	225	—	—
Chalmers	—	1065×1220	125—150	180	—	90—110	67	—	210	225	240	265	280	290	305	330
(S.U.A.)	—	1220×1525	140—250	170	—	110—150	120	—	—	255	295	295	310	325	345	375

BCU IAŞI CENTRALA UNIVERSITARĂ LIBRARY

Tabelul 4.4

Concasoare cu fălci cu mișcare compusă a fălcii

Firma (Țara)	Tip	Dimensiuni [mm]		Numărul de oscilații ale fălcii [osc/min]	Cursa fălcii mobile [mm]	Excentricitatea [mm]	Unghiul de convergență al fălcii [grade]	Puterea de acționare [kW]	Capacitatea de prelucrare [m³/h]	Masa [t]
		alimentare $B \times L$	evacuare b							
IMMUM Baia Mare (România)	C 4025	250×400	20–80	350	–	12	22	17	4–11	3,5
	C 6040	400×600	40–100	300	–	12	22	30	9–24	6,4
(U.R.S.S.)	S.D.S. 2,5×9	250×900	40 (20–60)	325	10	12	18	40	14	8
	S.D.S. 4×6	400×600	60 (40–90)	300	9,5	12	19	40	15	7
	S.D.S. 4×9	400×900	60 (40–90)	290	9,5	–	19	55	23	12
	S.D.S. 6×9	600×900	100 (75–125)	275	12	–	20	75	55	20
	S.D.S. 9×12	900×1200	150 (100–160)	–	–	–	–	100	160	60
	S.D.S. 12×15	1200×1500	130 (110–190)	–	–	–	–	160	280	120
	S.D.S. 15×21	1500×2100	180 (130–230)	–	–	–	–	250	550	200
Dragon (Franța)	M.R. 53	350×550	40×105	320–350	–	–	–	25	12–45	5,5
	M.R. 64	400×650	145–115	290–330	–	–	–	37	18–60	8,5
	M.R 86	600×800	65–140	260–300	–	–	–	55	32–90	13
	M.R. 107	700×1000	80×165	250	–	–	–	90	50–150	22
	M.R. 129	900×1250	100–250	250	–	–	–	150	100–400	39
	M.R 140	1100×1400	110–200	220	–	–	–	145	200–300	60
	M.R. 160	1300×1600	120–220	200	–	–	–	200	300–400	85
	M.R. 200	1600×2000	160–250	150	–	–	–	220	550 800	145

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Nordberg (S.U.A.)	12×36		304×914	—	275	—	—	—	55	12,5	6,21
	18×36		457×814	—	250	—	—	—	55	22	8,8
	21×36		533×914	—	225	—	3	—	55	34	11
	24×36		609×914	—	225	—	—	—	73	44	10
	25×40		635×1016	—	225	—	—	—	73	69	16,6
	30×40		762×1016	—	225	—	—	—	92	81	16,3
	32×40		812×1016	—	225	—	—	—	110	94	22,7
	36×48		916×1219	—	225	—	—	—	147	260	43
	42×48		1066×1219	—	225	—	—	—	147	325	44,7
W.M.G. (R.F. Germania)	con-ca-soare	1	200×320	20—50	280	—	—	—	5,14—7,35	1—3	1,8
		2	250×400	30—70	280	—	—	—	7—10	3—6	3,0
		3	300×500	35—80	275	—	—	—	11—15	6—10	4,9
		4	400×650	40—90	275	—	—	—	20—26	10—18	8,2
		5	500×800	50—110	250	—	—	—	29—37	16—35	13,5
		6	800×1000	80—150	240	—	—	—	52—59	35—70	24
		7	900×1200	100—200	225	—	—	—	66—73	50—90	36
	gra-nula-toare	1	120×320	15—35	300	—	—	—	4,4—6	1—2	1,75
		2	150×400	15—40	290	—	—	—	6—9	2—4	2,9
		3	180×500	15—40	280	—	—	—	10—15	4—6	4,75
		4	200×650	15—45	270	—	—	—	23—26	6—9	7,6
		5	200×800	15—50	260	—	—	—	29—34	8—15	9,8
		6	220×1000	15—50	250	—	—	—	37—44	12—18	12,3
		7	220×1200	15—50	250	—	—	—	44—59	16—26	14,5

BCU IASI / CENTRALA UNIVERSITARA / LIBRARY

4.2.3. Calculul parametrilor și date de proiectare

a. **Eforturile principale ce acționează în concasorul cu fălci.** În schema din figura 4.4 sînt prezentate eforturile care acționează în concasorul cu fălci. Principala forță P care acționează în lungul bielei se descompune în componentele P_1 care acționează de-a lungul plăcilor de presiune CD și CB.

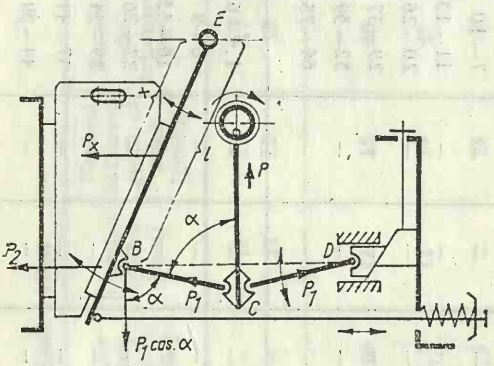


Fig. 4.4. Schema forțelor care acționează în concasorul cu fălci.

Componentele verticale ale forțelor P_1 sînt egale cu $P_1 \cos \alpha$. Prin urmare:

$$P = 2P_1 \cos \alpha$$

de unde:

$$P_1 = \frac{P}{2 \cos \alpha}$$

Întrucît numai punctul D este fix, punctul B se va deplasa în direcția P_2 care se exprimă prin relația:

$$P_2 = P_1 \sin \alpha$$

Făcînd înlocuirea lui P_1 rezultă că:

$$P_2 = \frac{P \sin \alpha}{2 \cos \alpha} = P \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2}$$

Din această relație rezultă că la creșterea unghiului α plăcile de presiune se apropie de poziția orizontală, situație în care efortul în punctul B crește la infinit.

În practică plăcile de presiune formează în poziția superioară un unghi optuz.

Pentru un alt loc, în care acționează forța de zdrobire P_x, pe falca mobilă la distanța x de la punctul de suspensie E, expresia acestei forțe devine:

$$P_x = l \frac{P_2}{x}$$

de unde: $P_x \cdot x = P_2 l$

unde: l este distanța dintre punctul de suspensie E și articulația plăcii de presiune cu falca mobilă B.

Introducînd valoarea lui P_2 vom avea:

$$P_x = lP \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2x}$$

Din această formulă rezultă că cu cît x este mai mic cu atît forța P_x este mai mare. Astfel, la concasoarele cu fălci cu axul de oscilație în partea

superioară, efortul de acțiune este direct proporțional cu rezistența utilă, adică cu cît el acționează mai aproape de capătul de alimentare, unde se află bucățile mai mari de minereu, cu atît efortul de strivire este mai mare.

b. **Unghiul de atac.** Unghiul de atac sau de convergență a fălcilor este format de suprafețele de lucru ale fălcilor concasorului și este funcție de excentricitatea bielei. Valoarea maximă a unghiului de atac este condiționată de frecarea dintre material și suprafața fălcilor.

Forțele care acționează asupra materialului în concasorul cu fălci, în funcție de unghiul de atac, sînt (fig. 4.5): P — forța de apăsare a fălcii mobile și P_1 — reacția fălcii fixe, ce determină apariția forțelor de frecare fP și fP_1 unde f este coeficientul de frecare material-fălci.

Mărimea unghiului de contact se determină din condițiile de echilibru ale bucății de material supus sfărîmării.

$$\Sigma y = P \sin\frac{\alpha}{2} + P_1 \sin\frac{\alpha}{2} - fP\cos\frac{\alpha}{2} -$$

$$- fP_1 \cos\frac{\alpha}{2} = 0$$

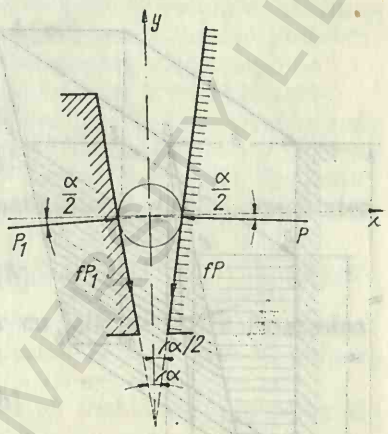


Fig. 4.5. Schema eforturilor care acționează asupra bucății de minereu în concasorul cu fălci.

Întrucît $P = P_1$, rezultă că:

$$2\sin\frac{\alpha}{2} = 2f\cos\frac{\alpha}{2}$$

sau:

$$\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} = f$$

Exprimînd pe f prin $\operatorname{tg}\varphi$, se obține:

$$\alpha = 2\varphi$$

În acest caz, pentru ca materialul să nu fie azvîrlit din concasor, unghiul dintre fălci trebuie să fie mai mic decît dublul unghiului de frecare.

Coeficientul de frecare fiind de obicei $f = 0{,}3$, valorile unghiului α sînt sub 32°.

Practic, unghiul de atac are valori între 15 și 22°. Creșterea unghiului de atac, deși mărește gradul de sfărîmare, este limitată constructiv, datorită tendinței de azvîrlire a materialului din concasor.

c. **Determinarea numărului de curse ale fălcii mobile.** La fiecare cursă a fălcii mobile se poate evacua cantitatea de material cuprinsă între cele două fălci pe înălțimea h (fig. 4.6).

Pentru evacuare este necesar ca punctul B să se deplaseze în B' în intervalul t [s] în care o bucată de minereu din C ajunge în B' prin cădere

liberă. Dacă n este numărul de oscilații/min ale fălcii mobile, durata de descărcare corespunzătoare unei oscilații va fi:

$$t = \frac{1}{2}, \frac{60}{n} = \frac{30}{n},$$ relație dedusă știind că timpul necesar pentru o cursă este de $\frac{60}{n}$ [s] și că descărcarea materialului se efectuează într-o jumătate de rotație a arborelui excentric la mersul în gol al fălcii mobile.

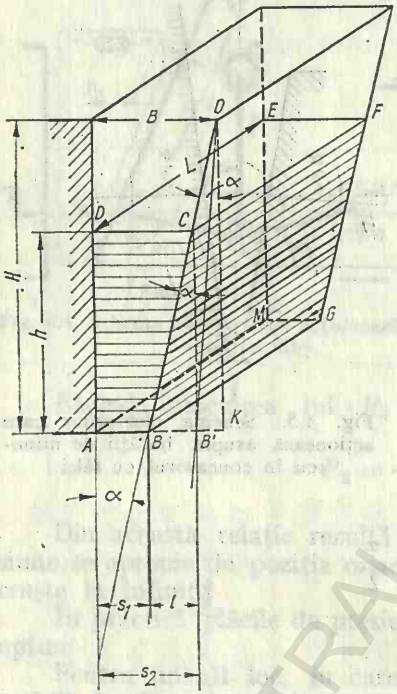


Fig. 4.6. Schema evacuării materialului sfărîmat.

În cădere liberă:

$$h = \frac{gt^2}{2},$$

și înlocuind valoarea lui t:

$$h = \frac{g}{2}\left(\frac{30}{n}\right)^2 = 450\frac{g}{n^2}.$$

Dar, conform figurii 4.6 înălțimea coloanei de material care cade este:

$$h = \frac{s_2 - s_1}{\operatorname{tg}\alpha}$$

unde $(s_2 - s_1)$ este amplitudinea mișcării, cm;

Atunci:

$$n = \sqrt{\frac{450\, g \operatorname{tg}\alpha}{s_2 - s_1}} = 665\sqrt{\frac{\operatorname{tg}\alpha}{s_2 - s_1}} \text{ [rot/min]}$$

pentru $g = 981$ cm/s^2.

La o valoare medie a unghiului de atac $\alpha = 22°$

$$n = \frac{42}{\sqrt{s_2 - s_1}} \text{ [rot/min]}.$$

În condiții practice, datorită frecărilor, valoarea lui n scade cu 5—10 %.

La concasoare cu simplu efect, numărul de curse ale fălcii mobile este egal cu numărul de oscilații ale motorului; $n = 150 - 250$ ture/min pentru tg $20° + 0{,}35$ și pentru o amplitudine $(s_2 - s_1) = 15 - 80$ mm.

d. **Capacitatea de sfărîmare.** Se determină calculînd volumul de material cuprins între cele două fălci pe înălțimea h, evacuat la fiecare cursă (fig. 4.6)

$$v = \left(\frac{s_2 + s_1}{2}\right) \cdot h \cdot L$$

în care: s_1 este dimensiunea orificiului de evacuare;
$(s_2 - s_1)$ — dimensiunea medie a gurii de evacuare a concasorului;
L — lățimea fălcilor (lungimea gurii de evacuare).

Înlocuind pe h cu $h = \frac{s_2 - s_1}{\operatorname{tg} \alpha}$, obținem:

$$v = \frac{(s_2 + s_1)(s_2 - s_1)}{2 \operatorname{tg} \alpha} \cdot L \, [m^3]$$

notînd:

k — coeficientul de afînare a materialului;

$$(k = 0{,}25 - 0{,}50);$$

γ — greutatea specifică volumetrică a materialului, t/m³, capacitatea orară a concasorului devine:

$$Q = 60 \, k \, v \, \gamma \, n \quad [t/h].$$

Capacitatea de prelucrare a concasoarelor cu fălci se poate determina și cu relația empirică:

$$Q = 0{,}084 \frac{A}{m} \, [t/h]$$

în care: A este secțiunea gurii de alimentare, cm²;
m — gradul de sfărîmare.

Creșterea capacității concasoarelor cu fălci se poate realiza utilizînd fălci mobile de profil curb corespunzător unei ecuații de tip $y = \frac{p}{q \cdot x^2}$; unde p și q sînt coeficienți ce permit să se lucreze la volum constant.

e. **Puterea consumată de concasoarele cu fălci.** Puterea consumată este variabilă, în funcție de o serie de parametri ca: dimensiunile concasorului, natura și granulometria materialului tratat, modul de alimentare cu material etc.

Pentru concasoare cu fălci de dimensiuni mijlocii puterea de acționare se poate determina cu relația:

$$N = 10^4 \cdot c \cdot L \cdot B \, [kW]$$

în care: L și B sînt lungimea și respectiv lățimea gurii de alimentare a concasorului, m;
c — coeficient de proporționalitate cu următoarele valori:

$$c = \frac{1}{60} \text{ pentru } B \cdot L \leqslant 0{,}25 \cdot 0{,}4 \text{ m};$$

$$c = \frac{1}{100} \text{ pentru } 0{,}25 \cdot 0{,}40 < B \cdot L < 0{,}9 \times 1{,}2 \text{ m};$$

$$c = \frac{1}{120} \text{ pentru } B \cdot L \geqslant 0{,}90 \cdot 1{,}2 \text{ m}.$$

BCU IAȘI CENTRU UNIVERSITY LIBRARY

f. **Alegerea concasoarelor cu fălci.** În alegerea concasoarelor cu fălci se ține cont de:

— mărimea gurii de alimentare ce trebuie să fie cu 15—20% mai mare decît dimensiunea maximă a materialului alimentat și cu 25% mai mare la o alimentare continuă cu dispozitive automate, pentru evitarea colmatării concasorului;

— mărimea gurii de evacuare — concasoarele trebuie să permită reglarea gurii de evacuare în limitele impuse; de obicei, în produsul concasat există 15—20% material mai mare decît deschiderea medie a gurii de evacuare;

— capacitatea pe care trebuie să o asigure concasorul.

Granulometria produselor sfărîmate în concasoarele cu fălci este funcție de duritatea materialului și dimensiunea gurii de evacuare. Curbele granulometrice ale materialului concasat indică proporția de material mărunt în funcție de tăria materialului, granulația fiind dată în părți din lățimea gurii de evacuare a concasorului.

Pentru alegerea și dimensionarea secțiilor de sfărîmare se procedează în una din următoarele metodologii:

— direct din catalog;

— prin metoda *Taggart* care dă capacitatea concasorului, funcție de gradul de sfărîmare și natura materialului;

— prin metode *grafice* — care dau capacitatea de prelucrare în funcție de suprafața deschiderii de evacuare.

4.2.4. Tipuri noi de concasoare cu fălci

În ultimii 10—15 ani au apărut tipuri noi de concasoare cu fălci, printre care se menționează cele care au unele șanse de aplicare.

Concasoare cu acțiune hidraulică. Acest tip de concasoare reprezintă o construcție relativ recentă în *sistem Gauldi.*

Comparativ cu concasoarele cu fălci de tip clasic la care mișcarea fălcii mobile în funcție de timp este reprezentată printr-o sinusoidă, concasorul cu acționare hidraulică realizează apropierea fălcilor într-un timp mult mai redus decît îndepărtarea lor.

La noua construcție de concasor (fig. 4.7) falca mobilă este acționată hidraulic prin intermediul unui cilindru cu ulei sub presiune. Ventilul de reglare se deschide la fiecare a doua cursă a pistonului, uleiul intrînd în acumulatorul hidraulic. Astfel se asigură o diagramă de funcționare ca cea prezentată în figura 4.8.

Se observă că acest mod de funcționare reduce considerabil timpul de apropiere a fălcilor în comparație cu timpul de depărtare a lor, ceea ce permite ca numărul de curse ale fălcii mobile să se majoreze față de cel al concasoarelor obișnuite. În cazul acționării hidraulice, capacitatea de prelucrare a concasorului cu fălci crește cu 50%.

Concasoare cu două fălci mobile. În figura 4.9 sînt prezentate două tipuri de concasoare cu două fălci mobile. Aceste concasoare au o diagramă de funcționare asemănătoare cu cea a concasoarelor cu acțiune hidraulică. Și la acest

tip de concasoare cu două fălci mobile se înregistrează o creștere a capacității de prelucrare cu peste 30%.

Concasoare cu fălci cu efect de lovire. La acest tip de concasoare, sfărîmarea este favorizată prin efectul de lovire al fălcii mobile. În figura 4.10

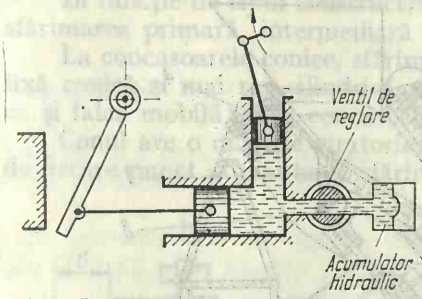


Fig. 4.7. Schema principală a concasorului cu acționare hidraulică.

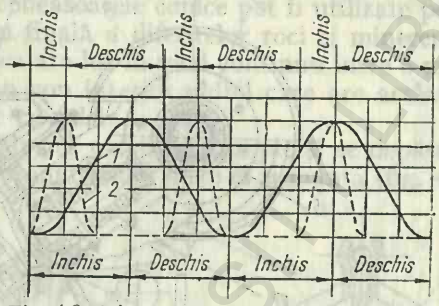


Fig. 4.8. Diagrama de funcționare a concasorului cu fălci în cazul celor două tipuri de acționări:
1 — convențională; *2* — hidraulică.

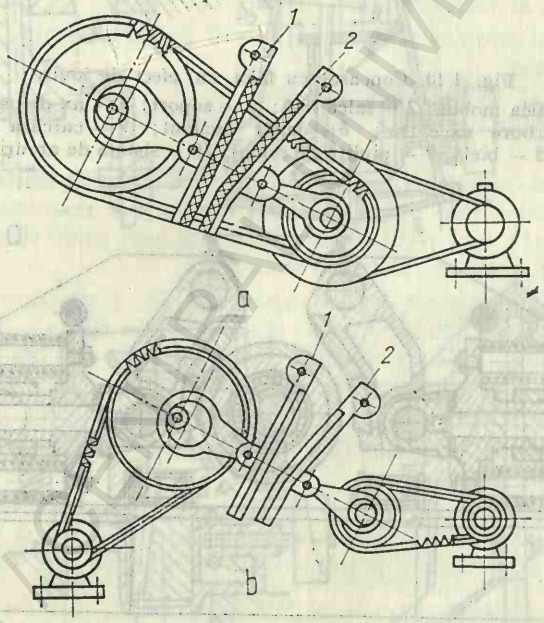


Fig. 4.9. Concasor cu două fălci mobile:
a — cu un singur motor; *b* — cu două motoare; *1* — falca „lentă"; *2* — falca „rapidă".

este prezentat în secțiune un astfel de concasor de construcție Krupp (R.F. Germania). Astfel de concasoare se recomandă pentru sfărîmarea materialelor foarte tari.

BIBLIOTECA DE GEOLOGIE GEOGRAFIE
BCU ASI LIBRARY

Concasor cu fălci și valț. Concasorul cu fălci cu valț intră tot în categoria concasoarelor cu fălci, fiind un produs recent al firmei Weserhütte (R.F. Germania) sub denumirea de *„Concasor Rotex"* (fig. 4.11). Acest con

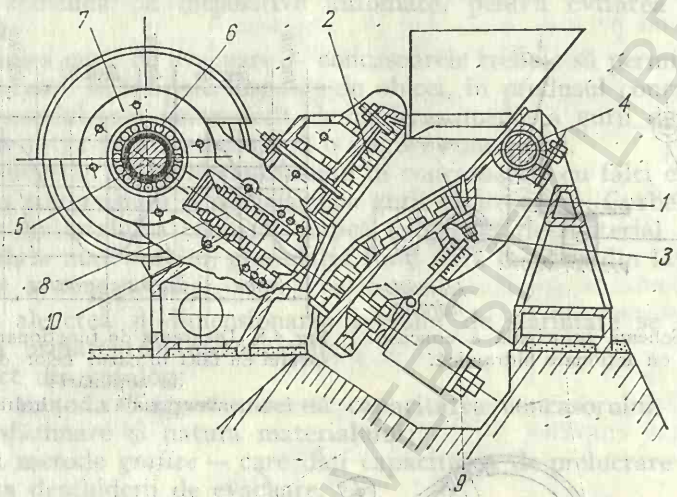


Fig. 4.10. Concasor cu fălci cu efect de lovire:
1 — falca mobilă; *2* — falca fixă; *3* — suport; *4* — ax de oscilație; *5* — arbore excentric; *6* — lagăr oscilant; *7* — carcasa bielei; *8* — bielă; *9* — piuliță de reglaj; *10* — sistem de arcuri.

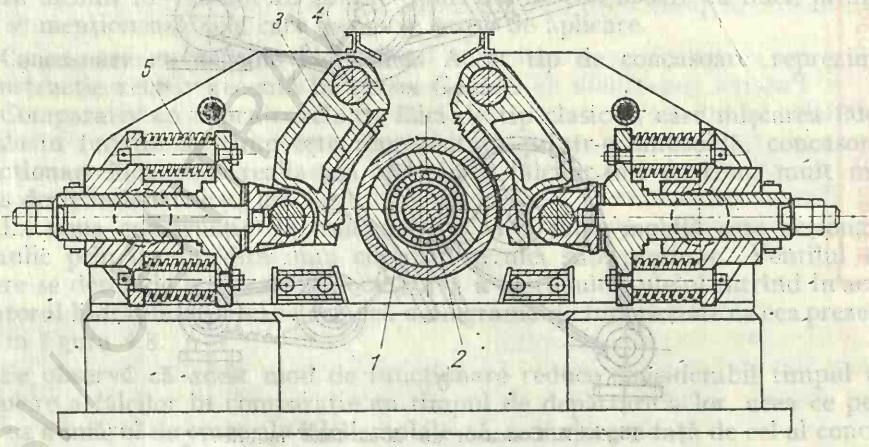


Fig. 4.11. Concasor cu fălci și valț:
1 — valț; *2* — arbore excentric; *3* — fălci; *4* — ax de oscilație; *5* — sistem de arcuri.

casor este destinat pentru producerea unor forme cubice ale produsului supus sfărîmării.

4.3 Concasoare conice

4.3.1. Tipuri constructive

În funcție de tipul constructiv, concasoarele conice pot fi utilizate pentru sfărîmarea primară, intermediară sau finală a diferitelor roci și minereuri.

La concasoarele conice, sfărîmarea are loc în mod continuu între o mantă fixă conică și mai rar cilindrică și un con interior mobil care are același rol ca și falca mobilă de la concasoarele cu fălci.

Conul are o mișcare giratorie, datorită căreia se apropie și se depărtează de fiecare punct al mantalei, sfărîmînd materialul între el și manta (fig. 4.12).

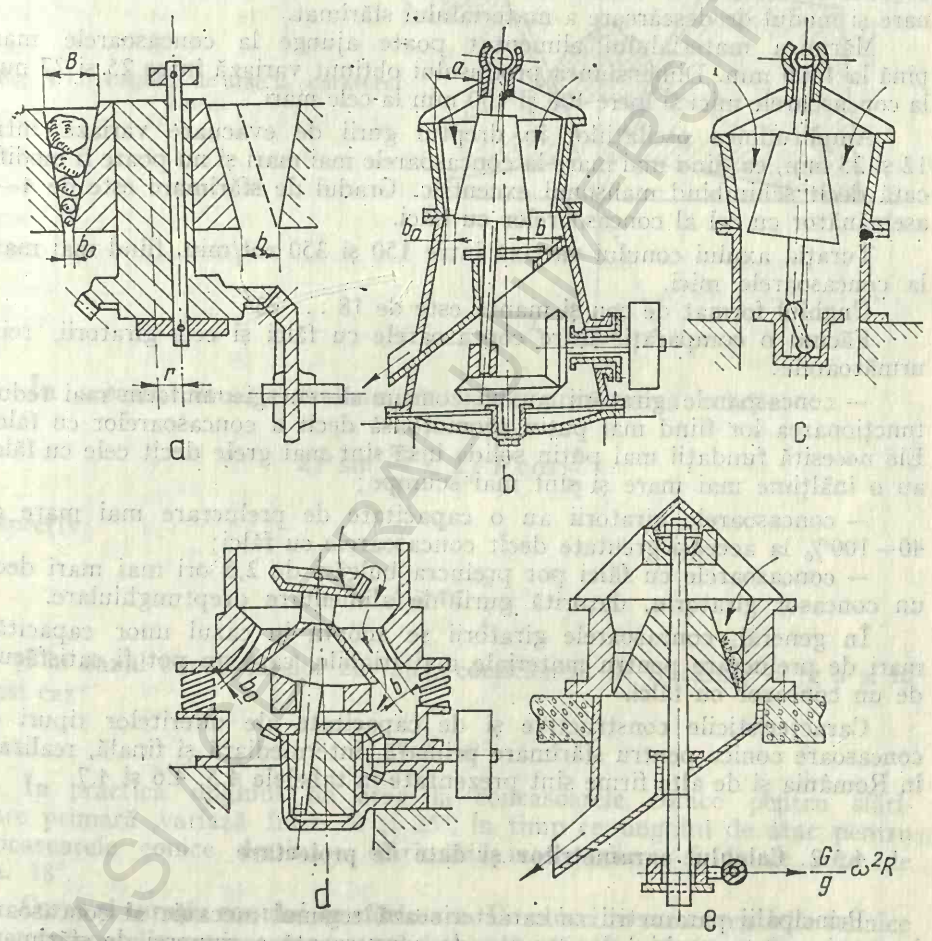


Fig. 4.12. Scheme principale ale concasoarelor conice:
a — cu ax fix; *b* — cu ax suspendat; *c* — cu ax rezemat; *d* — cu ax în consolă; *e* — cu ax vibrant.

Evacuarea materialului sfărîmat se efectuează de asemenea în mod continuu prin orificiul periferic a cărui lățime variază între b_0 (deschidere minimă) și b (deschidere maximă). Diametrul maxim admisibil al bucăților de material din alimentarea concasoarelor conice se determină în funcție de lățimea radială a gurii de alimentare.

$$D_{max} = B(0{,}8 - 0{,}85)$$

Mărimea produsului concasat și capacitatea depind de deschiderea b a orificiului de evacuare.

Concasoarele conice se deosebesc între ele prin cinematica mișcării conului de sfărîmare, modul de ancorare a acestuia, mecanismul de acționare și modul de descărcare a materialului sfărîmat.

Mărimea materialului alimentat poate ajunge la concasoarele mari pînă la 1000 mm. Dimensiunea produsului obținut variază între 25 și 27 mm la concasoarele mici și între 100 și 150 mm la cele mari.

Amplitudinea oscilațiilor în dreptul gurii de evacuare variază între 12 și 25 mm, ea fiind mai mare la concasoarele mai mari și nu poate fi modificată decît schimbînd manșonul excentric. Gradul de sfărîmare este de 4—5 asemănător cu cel al concasoarelor cu fălci.

Turația axului conului variază între 150 și 350 rot/min, fiind mai mare la concasoarele mici.

Unghiul format de con și manta este de 18 ... 23°.

Făcînd o comparație între concasoarele cu fălci și cele giratorii, reies următoarele:

— concasoarele giratorii au un consum de energie uniform mai redus, funcționarea lor fiind mai puțin zgomotoasă decît a concasoarelor cu fălci; Ele necesită fundații mai puțin solide însă sînt mai grele decît cele cu fălci, au o înălțime mai mare și sînt mai scumpe;

— concasoarele giratorii au o capacitate de prelucrare mai mare cu 40—100% la aceeași greutate decît concasoarele cu fălci;

— concasoarele cu fălci pot prelucra bulgări de 2,5 ori mai mari decît un concasor giratoriu, datorită gurii de alimentare dreptunghiulare.

În general, concasoarele giratorii se adoptă în cazul unor capacități mari de prelucrare pentru materiale mai friabile, care nu pot fi satisfăcute de un concasor cu fălci.

Caracteristicile constructive și de capacitate ale diferitelor tipuri de concasoare conice pentru sfărîmare primară, intermediară și finală, realizate în România și de alte firme sînt prezentate în tabelele 4.5, 4.6 și 4.7.

4.3.2. Calculul parametrilor și date de proiectare

Principalii parametrii ce caracterizează regimul mecanic al concasoarelor conice sînt: unghiul de atac sau de convergență a camerei de sfărîmare, cursa și turația conului de sfărîmare, capacitatea de prelucrare și puterea de acționare.

Unghiul de atac. Unghiul de atac este determinat de intersecția tangentelor la suprafețele mantalei fixe și conului de sfărîmare (fig. 4.13).

Pentru determinarea unghiului de atac se pune condiția ca, în timpul acțiunii de zdrobire, bucata de minereu să nu fie aruncată din zona de lucru datorită forțelor direcționale după axa *OY*.

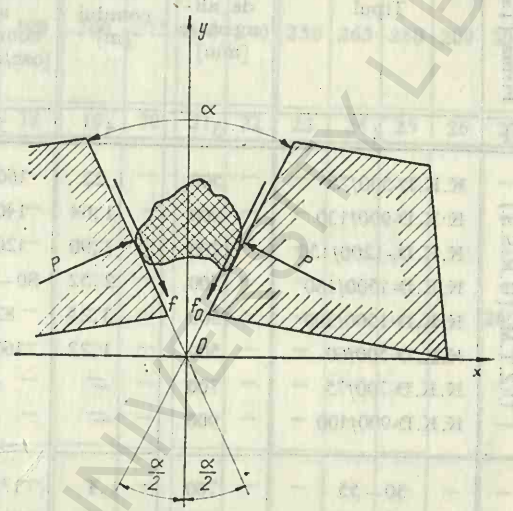


Fig. 4.13. Unghiul de atac la concasorul conic.

În această situație trebuie să existe următoarea relație:

$$2P \sin \frac{\alpha}{2} \leqslant 2 f P \cos \frac{\alpha}{2}$$

respectiv:

$$f \geqslant \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}.$$

Ca și în cazul concasoarelor cu fălci, coeficientul de frecare $f = \operatorname{tg} \varphi$ și în acest caz:

$$\alpha \leqslant 2\varphi$$

În practică unghiul de atac la concasoarele conice pentru sfărîmare primară variază între 20 și 25°, în timp ce unghiul de atac pentru concasoarele conice destinate sfărîmării intermediare și finale este de cca. 18°.

Cursa și turația conului de sfărîmare. De obicei în caracteristicile tehnice ale concasoarelor conice, cursa conului (amplitudinea oscilațiilor) este de două ori mai mare decît excentricitatea ($s = 2r$), iar numărul de oscilații este egal cu turația excentricului.

Firma (Țara)	Tipul	Lățimea orificiului de alimentare [mm]	Diametrul bazei conului [m]	Numărul de oscilații a conului [osc/min]	Mărimea nominală a orif. de evacuare [mm]	Excentricitatea [mm]	Puterea de acționare [kW]	Masa [t]	Capacit. pt. măr. nom. a orif. de evac. [m³/h]
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
U.Z.T.M. (U.R.S.S.)	K.K.D-500/75	500	1,22	160	75	14	132	45	150
	K·K.D-900/130	900	1,64	140	130	16	250	150	420
	K.K.D.-1200/150	1200	1,90	120	150	20	320	240	680
	K.K.D-1500/180	1500	2,52	80—100	180	21	400	420	1300
	K.K.D-1500/300	1500	3,25	82	300	21,5	400	615	2600
	K.K.D-500/60	500	1,22	160	60	14	200	95	200
	K.K.D-700/75	700	—	—	75	—	250	145	400
	K.K.D-900/100	900	—	—	100	—	400	290	680
Allis-Chalmers (S.U.A.) (Hydrocone)	30—55	760	1,4	175	—	16	110	—	—
	30—55	760	1,4	175	—	19	130	—	—
	30—55	760	1,4	175	—	25	175	—	—
	30—55	760	1,4	175	—	32	220	—	—
	36—55	910	1,4	175	—	19	130	—	—
	36—55	910	1,4	175	—	32	175	—	—
	36—55	910	1,4	175	—	32	220	—	—
	48—75	1220	1,88	135	—	25	220	—	—
	48—75	1220	1,88	135	—	32	285	—	—
	48—75	1220	1,88	135	—	35	310	—	—
	48—75	1220	1,88	135	—	41	370	—	—
	60—89	1524	2,26	110	—	25	240	—	—
	60—89	1524	2,26	110	—	32	300	—	—
	60—89	1524	2,26	110	—	35	330	—	—
	60—89	1524	2,26	110	—	38	360	—	—
	60—89	1524	2,26	110	—	46	440	—	—
	60—109	1524	2,78	100	—	38	740	—	—
	42—70 H.D.	1067	1,778	137	—	19	147	118	—
					—	25	184	118	—
					—	29	198	118	—
					—	32	220	118	—

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

sfărîmare primară

Capacitatea de prelucrare, m^3/h, pentru diferite mărimi ale lățimii maxime a orificiului de descărcare [mm]

100	115	125	140	150	165	180	190	200	215	230	240	250	265	280	209	300
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	680	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2600
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
680	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
190	220	255	290	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
225	270	310	350	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
275	310	340	375	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
340	380	415	450	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
150	175	200	215	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	215	250	280	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	290	300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	525	570	610	650	700	740	785	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	725	790	840	900	950	1000	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	870	930	1000	1060	1120	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1090	1170	1240	1330	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	610	660	700	740	790	840	910	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	820	870	920	980	1050	1130	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	950	1000	1075	1150	1250	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	1125	1190	1260	1350	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	1440	1470	1630	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	1840	1980	2120	2260	2400	2550	2770	2840
—	—	298	354	414	474	525	578	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	397	471	553	630	698	771	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	445	531	624	709	785	868	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	590	692	788	874	964	—	—	—	—	—	—	—	—	—

BCU CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Nordberg (S.U.A.) (Hydrocone)	42—70 XHD	1067	1,778	137	—	19	176	141	—
					—	25	235	141	—
					—	29	265	141	—
					—	32	294	141	—
	48—75 HD	1219	1,905	140	—	32	275	193	—
					—	35	301	193	—
					—	38	330	193	—
					—	41	360	193	—
	54—75 HD	1372	1,905	140	—	32	275	206	—
					—	35	301	206	—
					—	38	330	206	—
					—	41	360	206	—
	54—80 HD	1372	2,03	140	—	32	294	238	—
					—	35	312	238	—
					—	38	338	238	—
					—	41	367	238	—
	60—90 XH.D	1524	2,286	115	—	35	404	383	—
					—	38	441	383	—
					—	41	478	383	—
					—	44	514	383	—
	60—102 HD	1524	2,591	115	—	35	441	441	—
					—	38	478	441	—
					—	41	514	441	—
					—	44	551	441	—
	60—102 XH.D	1524	2,591	115	—	38	551	544	—
					—	41	588	544	—
					—	44	643	544	—
					—	51	736	544	—
	30—60 HD	762	1,524	150	—	19	110	65,5	—
					—	12	128	63,5	—
					—	25	147	63,5	—
					—	32	184	63,5	—
	42—86 HD	1067	2,184	139	—	19	147	125	—
					—	25	184	125	—
					—	32	220	125	—
					—	38	257	125	—

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Tabelul 4.5 (continuare)

11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27
—	244	298	354	414	474	525	578	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	397	471	553	630	698	771	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	441	531	624	709	785	868	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	590	692	788	874	964	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	866	931	996	1115	1258	1400	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	951	1022	1100	1226	1383	1539	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	1116	1198	1338	1510	1680	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	1209	1297	1448	1635	1817	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	908	971	1079	1206	1323	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	951	1070	1190	1329	1454	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1167	1300	1448	1587	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1266	1408	1570	1720	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	1036	1107	1232	1374	1505	1641	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	1141	1218	1354	1510	1650	1811	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1329	1479	1649	1805	1976	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1439	1601	1786	1956	2140	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1110	1238	1374	1510	1647	1786	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	1209	1351	1499	1647	1794	1947	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	1465	1624	1783	1945	2109	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	1576	1749	1922	2064	2271	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	1783	1987	2215	2425	2635	—	3066	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	1903	2152	2400	2626	2853	—	3322	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	2320	2584	2828	3075	—	3577	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	2649	2953	3234	3512	—	4088	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	1783	1987	2215	2425	2635	—	3066	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	1930	2152	2400	2626	2853	—	3322	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	2320	2584	2828	3075	—	3577	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	2649	2953	3234	3572	—	4088	—	—	—
233	258	286	315	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
269	301	335	366	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
309	343	383	420	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	428	480	525	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	380	454	531	602	667	732	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	508	607	707	800	888	976	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	760	883	999	1112	1221	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	914	1059	1201	1334	1465	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Tabelul 4.6

Concasoare conice pentru sfărîmare intermediară

Firma (Țara)	Tipul	Lățimea maximă a fantei de alim. [mm]	Mărimea maximă a bucăților de mat. din alim. [mm]	Lățimea fantei de evacuare [mm]	Numărul de oscilații ale conului [osc/min]	Putere de acționare [kW]	Masa [t]	Capacitatea de prelucrare [m³/h]
Îndep. Sibiu (România)	C.2-600	—	80	13—38	360	30	6,14	13—38
	C.3-900	—	120	12—50	345	55	11,5	24—55
	C.4-1250	—	180	12—50	330	100	21,6	55—100
U.Z.T.M. (U.R.S.S.)	K.S.D-600 Gr.	75	60	12—35	350	30	5,0	12—35
	K.S.D.-900 Gr.	130	100	15—40	330	55	12,5	30—45
	K.S.D.-1200.T.	125	100	10—25	260	75	24	38—85
	K.S.D.-1200 Gr.	185	150	20—40	260	75	24	70—105
	K.S.D.-1750 T.	200	160	15—30	260	160	53	90—180
	K.S.D.-1750 Gr.	250	200	25—60	245	160	53	160—300
	K.S.D.-2200 T.	275	250	15—30	242	250	98	170—340
	K.S.D.-2200 Gr.	350	300	30—60	242	250	98	340—580
Nordberg (S.U.A.)	2	70	—	6—38	575	22	4,5	10—34
		95	—	10—38	575	22	4,5	11—42
		102	—	13—38	575	22	4,5	14—45
	3	105	—	10—38	580	44	9,9	22—45
		144	—	13—38	580	44	9,9	28—79
		191	—	19—38	580	44	9,9	42—79
	4800	143	—	10—32	500	74	16,8	40—96
		171	—	13—38	500	74	16,8	57—125
		210	—	19—51	500	74	16,8	79—170
		248	—	25—51	500	74	16,8	79—170
	5100	137	—	13—32	485	110	21,3	68—114
		210	—	16—38	485	110	21,3	79—140
		254	—	19—51	485	110	21,3	91—198
		286	—	25—51	485	110	21,3	114—198
	5	191	—	16—32	485	147	41,5	91—141
		235	—	19—51	485	147	41,5	100—213
		267	—	22—51	485	147	41,5	125—227
		311	—	25—51	485	147	41,5	141—255
	5,5	197	—	16—38	485	147	42,0	102—198
		241	—	25—51	485	147	42,0	156—255
		276	—	25—65	485	147	42,0	170—397
		368	—	38—64	485	147	42,0	255—454
	7	279	—	19—38	435	220	67,4	210—420
		324	—	22—51	435	220	67,4	283—627
		378	—	32—64	435	220	67,4	426—790
		460	—	38—64	435	220	67,4	482—790
Dragon (Franța)	L.J. 36 N	180	150	10—35	735	45	8,0	22—56
	L.J. 45 N	240	200	13—50	735	75	12,5	45—96
	L.J. 54 N	285	250	20—50	735	120	18,0	102—159
	L.J. 65 N	380	360	25—50	665	150	37,0	164—221
G.H.H. Hydrocone (R.F. Germania)	1051	—	180	12—65	—	55—145	22,5	51—220
	1260	—	210	20—65	—	110—220	28,4	114—290
	1784	—	330	25—65	—	220—360	74	250—600

Tabelul 4.7

Concasoare conice pentru sfărîmare finală

Firma (Țara)	Tipul	Lățimea max. a fantei de alimentare [mm]	Mărimea max. a bucăților de mat. la alim. [mm]	Lățimea fantei de evacuare [mm]	Numărul de osc. a conului [osc./min]	Puterea de acționare [kW]	Masa [t]	Capacit. de prelucrare [m³/h]
Independența Sibiu (România)	G-2-600	—	40	3—13	360	30	6,14	4—15
	G-3-900	—	75	6—12	345	55	11,5	12—24
	G-4-1250	—	110	8—12	330	100	21,6	28—45
U.Z.T.M. (U.R.S.S)	K.M.D.-1200 T.	50	40	3—12	260	75	24	24
	K.M.D.-1700 T.	80	70	5—15	260	160	53	80
	K.M.D.-1700 Gr.	130	100	9—10	260	160	53	—
	K.M.D.-2200 T.	100	80	5—15	242	250	98	150
	K.M.D.-2200 Gr.	140	110	10—20	242	250	98	—
G.H.H. Hydrocon (R.F. Germania)	322	—	50	5—25	—	18—25	3,2	6—25
	530	—	95	6—38	—	22—38	6,7	11—45
	636	—	120	8—50	—	30—73	11	21—92
Dragon (Franța)	L.J. 36 F.H.F.	75	60	5—25	735	55	8	10—57
	L.J. 36 F.H.R.	36	55	4—12,5	736	55	8	7—23
	L.J. 45 F.H.M.	120	110	8—25	735	90	12,5	25—68
	L.J. 45 F.H.F.	90	75	8—25	735	90	12,5	42—74
	L.J. 45 F.H.R.	80	70	5—12,5	735	90	12,5	14—34
	L.J. 45 F.H.M.	120	115	8—25	735	150	18	37—100
	L.J. 45 F.H.F.	100	80	8—25	735	150	18	57—108
	L.J. 65 F.H.M.	163	150	10—25	665	220	37	74—142
	L.J. 65 F.H.F.	115	100	10—25	665	220	37	110—150

Așa cum rezultă din figura 4.14, *a* și *b*, poziția de minim și de maxim a conului de sfărîmare este paralelă una față de alta.

Din schema prezentată în figura 4.14, *b* rezultă:

$$h = \frac{s_1}{\operatorname{tg}\alpha_1} = \frac{s_2}{\operatorname{tg}\alpha_2} = \frac{s}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2} = \frac{2r}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}$$

în care s și r reprezintă cursa și respectiv excentricitatea conului.

Știind că:

$$h = \frac{gt^2}{2}, \quad \text{iar} \quad t = \frac{30}{n},$$

rezultă:

$$h = \frac{450 \cdot g}{n^2} = \frac{s}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2},$$

sau:

$$n = 450\,\frac{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}{s}$$

respectiv:

$$n = \sqrt{225\,g\,\frac{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}{r}}\ [\text{rot/min}]$$

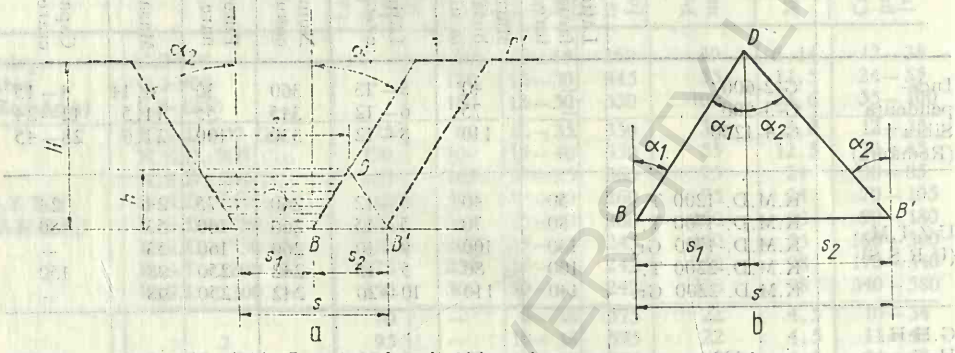


Fig. 4.14. Calculul vitezei de rotație a concasoarelor conice:
a — secțiune prin suprafața materialului ce se evacuează; *b* — schema poziției conului față de manta, în spațiul $BB'D$

Calculul capacității de prelucrare. Capacitatea de prelucrare a concasorului giratoriu se determină, ținînd cont că la fiecare rotație completă a conului se evacuează materialul printr-un spațiu inelar cu diametrul mediu D_m, iar secțiunea materialului evacuat este un trapez cu baza mică s_1 și cu baza mare s_2 (fig. 4.15).

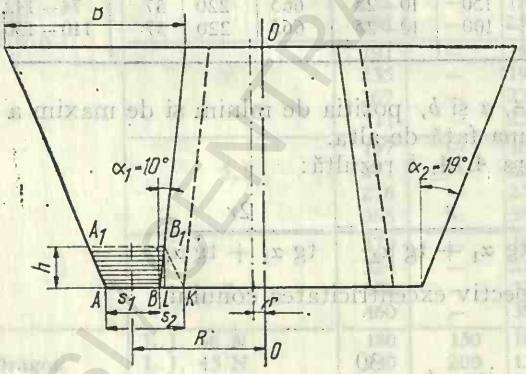


Fig. 4.15. Schema evacuării materialului sfărîmat din concasoarele conice.

Suprafața mărginită de AA_1 și BB_1 se calculează cu formula:

$$s = \frac{s_1 + s_2}{2}\,h$$

Volumul de material evacuat la o cursă va fi:

$$v_1 = \frac{s_1 + s_2}{2} h \cdot \pi \cdot D_m$$

Capacitatea orală în acest caz este:

$$Q = 60 \cdot n \cdot k \cdot v_1 \ [\text{m}^3/\text{h}]$$

sau:

$$Q = 60 \cdot n \cdot k \cdot \gamma \cdot v_1 \ [\text{t/h}]$$

unde: D_m este diametrul mediu al gurii de evacuare;
k — coeficient de afînare;
γ — greutatea specifică a materialului.

În practică s-a constatat că se micșorează cu circa 10% capacitatea de prelucrare.

Puterea de acționare. Puterea de acționare se determină cu relația Kick-Kirpicev:

$$P = \frac{\sigma^2 \cdot n \cdot (D_{ma} D^2 - D_{me} d^2}{7{,}29 \cdot 10^5 E} \ [\text{kW}]$$

în care: σ este efortul specific de rupere la compresiune, daN/cm²;
E — modulul de elasticitate a materialului, daN/cm²;
D — dimensiunea maximă a bucăților de material la alimentare și respectiv maximă la evaluare, cm;
D_{ma}, D_{me} — diametrele medii ale camerei de sfărîmare la nivelul alimentării și evacuării materialului, cm.

4.4. Concasoare cu ciocane

4.4.1. Construcție și funcționare

Concasoarele cu ciocane se utilizează pentru sfărîmarea primară, intermediară și finală a materialelor cu duritate medie și mică (cărbune, calcar, sare, minereuri cu azbest, cu fluorină, argile etc.). Sînt recomandate de asemenea pentru sfărîmarea materialelor cu umiditate mai ridicată (peste 10%). Concasoarele cu ciocane au în general capacități mari de prelucrare. Nu sînt indicate pentru sfărîmarea materialelor dure și deosebit de abrazive, deoarece conduc la cheltuieli mari de întreținere prin uzura rapidă a rotoarelor și căptușelilor.

În prezent se fabrică o mare varietate constructivă, atît ca tipuri cît și ca dimensiuni: cu un singur rotor și cu două rotoare; cu grătare, cu bare și fără bare; reversibile și nereversibile; cu capacități care variază între 1 și 350 t/h.

Principalele caracteristici ale diferitelor tipuri de concasoare cu ciocane sînt prezentate în tabelul 4.8.

Tabelul 4.8

Concasoare cu ciocane

Nr. de rotoare	Firma (Țara)	Tip	Dimensiunea maximă de alimentare [mm]	Dimensiunea rotorului $D \times L$ [mm]	Turația rotorului [rot/min]	Viteza periferică [m/s]	Dimensiunile produsului sfărîmat [mm]	Capacitatea de sfărîmare [t/h]	Puterea de acționare [kW]	Masa [t)]	Observații
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
cu un singur rotor	U.R.S.S.	SMB-6B	250	800×600	1000	41	13	10÷14**	55	3,0	Nereversibile
		SM 19-A	300	1000×800	1000	51	25	34÷54**	125	5,5	* —cărbune
		SM 170 B	400	1300×1600	735	50	10	150÷200*	200—250	9,0	**—calcar
		M-20—30	400	2000×3000	500	52,5	15	850÷1000*	1250	6,50	
		DMRE 10×10	80	1000×1000	985; 1480	51, 5; 77,5	3; 2	90; 80*	200; 250	9,02; 9,08	Reversibile
		DMRIE 14,5×13	80	1450×1300	985	75	3	250*	630—700	18,2; 19,8	* — cărbune
		DMRIE 15×15	120	1500×1500	1000; 1500	78; 118	3	350÷550*	800—1000	27,0	**—calcar
		DME 17×14,5	600	1700×1450	590	53	23	150—500**	400	70,6	
		DME 21×18,5	350	2100×1850	495	54	24	500—600*	1000	76,0	
	GEOFREY DIAMOND (S.U.A.)	—	250	500×400	450—550	—	6;19	8; 21*	14,5	1,36	Nereversibile *—cărbune
		—	350	600×500	400—500	—	6;19	15; 37*	22	2,13	
		—	500	900×600	350—450	—	6; 19	25; 60*	37	4,95	
		—	500	900×900	350—540	—	6; 19	40; 95*	55	6,0	
		—	500	900×1200	350—450	—	6; 19	55; 125*	74	7,0	
		—	600	1050×900	300—380	—	6; 19	50; 140*	110	18,0	
		—	600	1050×1200	300—380	—	6;19	70; 190*	12,1	147	
		—	600	1050×1500	300—380	—	6; 19	85; 235*	184	13,2	
		—	600	1050×1800	300—380	—	6;19	105; 280*	220	14,25	

cu un singur rotor	DRAGON (FRANȚA)	SMR-3	—	800×700	800–950	—	12–25	16÷25**	30÷34	4;4	Nereversibile **—rocă de duritate medie
		SMR-4A	—	1000×800	650–800	—	12–60	32÷100**	60÷100	8,0	
		SMR-4B	—	1000×1000	650–800	—	12–60	42÷125**	80÷118	10,0	
		SMR-5A	—	1250×1000	600–720	—	12–60	65÷185**	73÷130	17,0	
		SMR-5B	—	1250×250	600–720	—	12–60	82÷250**	88÷147	19,0	
		SMR-6A	—	1600×1600	480	—	25–60	210÷280**	184÷220	40,0	
		SMR-6B	—	1600×2000	480	—	25–60	245÷350**	220÷330	42,0	
		BM-1	150	400×400	1000–2000	—	4	2**; 5*	5,5÷7,5	0,5	Reversibilă *—cărbune **—rocă de duritate medie
		BM-2D	250	600×800	1200–1500	—	4	10**; 22*	22÷37	2,15	
		BM-3C	450	800×900	700–1350	—	4	18**; 45*	55÷90	4,7	
		BM-4R	350	1000×1250	700–1000	—	4	42**; 90*	90÷175	10,0	
		BM-5R	380	1250×1600	500–750	—	4	65**;140**	175÷315	16,5	
cu două rotoare	DRAGON (FRANȚA)	DIO-5A	—	1250×100	250–400	—	30	50–80**	2×44	21,0	**—calcar
		DIO-5B	—	1250×1250	250–400	—	30	80–100**	2×60	25,0	
		DIO-5C	—	1250×1600	250–400	—	30	100–125**	2×75	30,0	
		DIO-6A	—	1600×1600	200–350	—	30	140–180**	2×110	54,0	
		DIO-6B	—	1600×200	200–350	—	30	180–220	2×147	67,0	
	U.R.S.S.	—	170	650×500S	900	—	1,6	1,0–1,2**	55	3,5	S—rotor superior
		—	170	800×600I	1360	—	1,6	1,0–1,2**	55	3,5	I—rotor inferior

BUNDESZENTRALE FÜR POLITISCHE BILDUNG LIBRARY

4.4.2. Determinarea parametrilor principali

Capacitatea de prelucrare. Capacitatea de prelucrare a concasoarelor cu ciocane se determină prin relația:

$$Q = kLD^3n^3 \text{ [t/h]}$$

în care: k este coeficient de proporționalitate dependent de construcția concasorului și duritatea materialului, cu valori între 0,12 și 0,22;
L — lungimea rotorului, m;
D — diametrul rotorului, m;
n — turația rotorului, rot/min.

Pentru sfărîmarea cărbunelui se utilizează relația:

$$Q = \frac{k \cdot L \cdot D^2 n^2}{3600\,(i-1)} \text{ [t/h]}$$

în care: k este coeficient ce depinde de construcția concasorului și de duritatea cărbunelui ($k = 0{,}12-0{,}22$);
i — gradul de sfărîmare.

Puterea de acționare. Pentru determinarea puterii de acționare se utilizează cîteva expresii cu caracter empiric:

— pentru concasoare cu un rotor:

$$P = (1-2)\,Q \text{ [kW]}$$

— pentru concasoare cu două rotoare:

$$P = (1{,}3-1{,}76)\,Q \text{ [kW]}$$

în care Q este capacitatea de prelucrare.

4.5. Concasoare cu impact

4.5.1. Construcție și funcționare

Concasorul cu impact este utilizat ca mașină de sfărîmare în treapta a doua de sfărîmare și ca mașină de preconcentrare a minereurilor cu friabilități diferite.

În prezent există o mare varietate de construcții de concasoare cu impact. Față de concasoarele cu ciocane, piesele de șoc pe rotor au o fixare rapidă pe periferia rotorului. Se fabrică de asemenea concasoare cu impact cu un singur rotor și cu două rotoare, reversibile și nereversibile etc. Concasoarele cu impact au în general capacități ridicate de prelucrare; grad mare de sfărîmare și consum specific redus de energie (0,6—2 kWh/t).

În figura 4.16 este prezentată schema unui concasor cu impact, nereversibil cu un singur rotor.

BCU CENTRALA UNIVERSITY LIBRARY

Sfărîmarea minereului se realizează parțial sub acțiunea impactului cu ciocanele încastrate în rotorul *4*, parțial sub efectul impactului cu plăcile de sfărîmare fixe *2*, și cu cea mobilă *3*.

Reglarea granulației materialului concasat se realizează prin rotirea cu ajutorul unui sistem de pîrghii a plăcii de sfărîmare *3* în jurul punctului său de suspendare, acționînd asupra șurubului 5. Acesta acționează prin

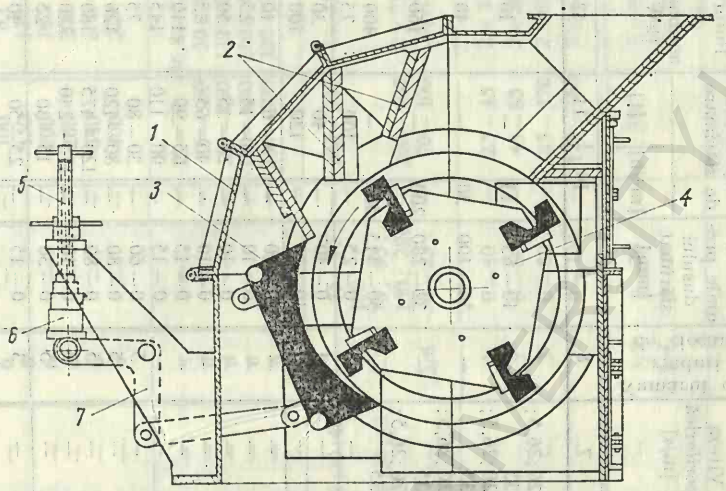


Fig. 4.16. Concasor cu impact nereversibil cu un singur rotor:
1 — carcasă; *2* — plăci de sfărîmare; *3* — placă de sfărîmare mobilă; *4* — rotor; *5* — șurub de reglaj; *6* — arc; *7* — pîrghie cotită.

intermediul arcului *6* asupra pîrghiei cotite *7* și în continuare asupra plăcii de sfărîmare *3*. Reglajul de granulație se execută periodic și în funcție de uzura plăcii de sfărîmare.

Caracteristicile tehnice principale ale diferitelor tipuri de concasoare cu impact sînt prezentate în tabelul 4.9.

4.5.2. Determinarea parametrilor principali

Capacitatea de prelucrare. În cazul concasoarelor cu impact, capacitatea de prelucrare se calculează cu următoarea relație:

$$Q = 3600\ k_1 k_2\, vLh \quad [\text{m}^3/\text{h}]$$

în care: k_1 este coeficient ce caracterizează proprietățile de sfărîmare ale materialului;

k_2 — coeficient ce caracterizează diferența de granulație a materialului față de cea a concasorului de referință ($k_2 = 0{,}88 - 1{,}07$);

v — viteza periferică a rotorului, m/s;

L — lungimea activă a rotorului, m;

Tabelul 4.9

Concasoare cu impact

Nr. de rotoare	Firma (Țara)	Tip	Dimensiunea maximă de alimentare [mm]	Dimensiunile rotorului $D \times L$ [mm]	Turația rotorului [rot/min]	Viteza periferică [m/s]	Numărul de rînduri de ciocane	Dimensiunile produsului sfărîmat [mm]	Capacitatea de sfărîmare [m³/h]	Capacitatea de sfărîmare [t]	Puterea de acționare [kW]	Masa [t]	Observații
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Cu un singur rotor	(U.R.S.S.)	D.R.K 5 × 4	250	500 × 400	—	20 ;26,5 ; 35	—	10—63	13	—	10	2	
		D.R.K 8 × 6	400	800 × 630	—	20 ;26,5 ; 35	—	16—100	50	—	40	6	
		D.R.K 16 × 12	800	1600 × 1250	—	20 ;26,5 ; 35	—	32—200	200	—	160	30	
		D.R.K 25 × 20	1500	2500 × 2000	—	20 ;26,5 ; 35	—	50—313	560	—	400	100	$\sigma \geqslant 1500$ daN/cm²
		S-643	600	980 × —	585	—	2	0—25	—	100	75	15,3	
	(R.P.U.)	45/80	300	800 × 800	—	—	4	0—40	—	40	30	5,0	$\sigma = 1500$ daN/cm²
		120/80	400	1250 × 1200	910	—	4	10—20	—	120	100	8,7	
	Klockner Humboldt (R.F. Germania)	EF-60	40	600 × —	—	—	—	0—10	—	4—6	10	—	Capacitatea de sfărîmare pentru calcar
		EF-80	50	800 × —	—	—	—	0—10	—	6—15	25	—	
		EF-100	80	1000 × —	—	—	—	0—10	—	20—35	50	—	
		EF-120	100	1200 × —	—	—	—	0—10	—	40—65	85	—	
		EF-140	100	1400 × —	—	—	—	0—15	—	65—90	110	—	
		EF-160	100	1600 × —	—	—	—	0—15	—	90—110	145	—	
		EG-100	400 × 600	1000 × —	—	—	5	0—60	—	30—80	75	—	
		EG-120	500 × 800	1200 × —	—	—	5	0—80	—	80—120	120	—	
		EG-140	600 × 1000	1400 × —	—	—	5	0—80	—	120—175	180	—	
		EG-160	660 × 1100	1600 × —	—	—	5	0—100	—	175—240	220	—	
		EG-80	800 × 1200	800 × —	—	—	5	0—30	—	15—30	25	—	
	S.B.M. (R.F. Germania)	P.M.M 10/6/3	100	—	—	—	3	0—15	—	25—50	40	6,5	—
		P.M.M. 10/6/3S	200	—	—	—	3	0—15	—	25—50	40	6,5	
		P.M.M. 12/10/4	150	—	—	—	3	9—15	—	50—100	73	12,5	
		P.M.M. 16/15/4	200	—	—	—	4	0—15	—	100—200	110	27,5	

BCU IAȘI / CENTRALA UNIVERSITARĂ / LIBRARY

Cu un singur rotor	W.M.G. (R.F. Germania)	86	350	800×600	—	—	6	—	—	25	23	3,7	
		88	350	800×800	—	—	6	—	—	30	28	4,2	
		108	650	1000×800	—	—	6	—	—	45	40	6,3	
		1010	650	1000×1000	—	—	6	—	—	45	48	8,0	
		1310	850	1300×1000	—	—	6	—	—	80	68	13,1	
		1312	850	1300×1200	—	—	6	—	—	100	85	15,8	
		1414	900	1400×1400	—	—	6	—	—	150	128	19,8	—
		1614	900	1600×1400	—	—	6	—	—	200	165	25,9	
		1616	1200	1600×1600	—	—	6	—	—	260	200	29,2	
		2016	1420	2000×1600	—	—	6	—	—	340	270	43,5	
		2018	1420	2000×1800	—	—	6	—	—	400	320	49,0	
	Dragon (Franța)	P.R-3	—	800×—	600—1000	—	4	—	—	15—70	36,8—73,5	5,5	
		P.R-4	—	1000×—	450—780	—	6	—	—	25—100	59—147	12,0	—
		P.R-5	—	1250×—	360—600	—	6	—	—	50—200	132—294	25,0	
		P.R-6	—	1600×—	290—480	—	6	—	—	150—400	220—440	43,0	
		P.R-7	—	2000×—	230—300	—	8	—	—	250—600	320—575	70,0	
Cu două rotoare	(U.R.S.S.)	—	60	1000×—	—	20;30;40	—	55; 75; 100	—	100—200	2×55	19,5	Calcar
		—	1000	1250×—	—	20;30;40	—	70; 95; 150; 200	—	200—400	2×75	64,5	Calcar
		C-691	600	980×—	800/1080	—	2/6	0—25	—	70—100	55/75	29,0	Calcar
	Klöckner Humboldt (R.F. Germania)	D.G.-60	400×450	600×—	—	—	5	0—40	—	25—45	2×30	—	
		D.G-60	650×700	800×—	—	—	5	0—60	—	45—85	2×50	—	
		D.G-100	900×900	1000×—	—	—	5	0—80	—	85—170	2×90	—	
		D.G-120	1000×1000	1200×—	—	—	5	0—100	—	170—380	2×125	—	
	(R.D. Germană)	—	700	1250×1600	735	—	3/5	0—70	—	20	2×100	40,0	Calcar
		—	350	800×1000	985	—	2/4	0—20	—	12	2×63	16,0	Calcar
	Hazemag (R.F. Germania)	A.P-6	1200	1800×—	—	—	6	0—20	—	500	—	—	Calcar
		A.P-7	1400	2000×—	—	—	6	0—20	—	150	—	—	Calcar
		A.P-7Br.	1500	2000×—	—	—	6	0—20	—	1250	—		Calcar

h — adîncimea medie de pătrundere a materialului în camera de concasare, m.

Adîncimea optimă de pătrundere este:

$$h = \frac{30\,v}{x \cdot n} \text{ [m]}$$

unde: x este numărul pieselor de șoc de pe rotor;
n — turația rotorului, rot/min.

Puterea de acționare. În cazul concasoarelor cu impact, fără plăci de sfărîmare inferioară, puterea necesară se calculează cu relația:

$$P = \frac{A \cdot x \cdot n}{60 \cdot 100} \text{ [kW]}$$

în care: A este energia cinetică consumată de rotor la ciocnirea piesei de impact cu bucățile materialului de sfărîmat, daNm;
x — numărul pieselor de șoc;
n — turația rotorului, rot/min.

Energia cinetică consumată de rotor se determină cu relația:

$$A = \frac{I_r \omega_0^2}{2} - \frac{I_r \omega_1^2}{2} \text{ [daNm]}$$

în care: I_r este momentul de inerție a rotorului, kg cms^2;
ω_0, ω_1 — vitezele unghiulare ale rotorului înainte și după ciocnire, rad/s.

4.6. Concasoare cu cilindri (cu valțuri)

4.6.1. Construcție și funcționare

Concasoarele cu cilindri se utilizează pentru sfărîmare secundară a materialelor de duritate medie sau mică, pînă la dimensiuni de 1 mm.

Din punct de vedere constructiv aceste utilaje pot fi de mai multe tipuri: cu un singur valț; cu două valțuri, cu suprafața valțurilor netedă sau zimțată; cu trei și patru valțuri etc.

Concasoarele cu un singur valț se utilizează în principal pentru sfărîmarea cărbunilor a minereului de fier aglomerat-incandescent.

Concasoarele cu două și cu patru valțuri cu suprafața netedă sînt mai mult folosite pentru sfărîmarea finală a minereurilor, a cocsului și calcarului la uzinele de aglomerare a minereurilor.

Cilindrii acestui concasor sînt identici, așezați unul lîngă altul, paralel și orizontal și se rotesc în sens contrar în jurul axelor lor. Minereul se introduce între cei doi cilindrii prin intermediul unui alimentator, iar sfărîmarea se realizează prin compresiune. Cilindrii sînt îmbrăcați cu o manta de oțel maganos care poate fi înlocuită. Principalele caracteristici ale concasoarelor cu două și trei valțuri sînt prezentate în tabelul 4.10.

Concasoare cu valțuri

Nr. de valțuri	Firma (Țara)	Tipul	Dimens. gurii de alimentare [mm]	Dimens. maxime de alim. [mm]	Dimens. valțurilor (D+L) [mm[	Turația valțurilor [rot/min]	Capacitatea de prel. pt. dif. mărimi ale prod. sfărîmat (m^3/h)						Puterea de acționare [kW]	Masa [t]	Materialul sfărîmat
							⩽ 25	50	80	120	200	250			
Cu două valțuri dințate	Centro-zap (R.P.P.)	40.50	1500×1890	600—800	2000×1800	63	—	—	—	—	—	250	2×90	77,3	
		40.63	1000×1020	120	1000×1000	97,5	—	60	—	—	—	—	2×25	12,1	Cărbune,
		40.65	1560×1300	250	1500×1500	92	—	—	160	—	—	—	2×53	30,87	cocs,
		40.70	808×608	150	600×500	133	—	20	—	—	—	—	2×6,2	2,56	calcar
	S.K.B (R.F. Germania)	—	800×840	—	800×800	120—140	—	100	—	—	—	—	90—150	9,5	—
			800×1040	—	800×1000	120—140	—	130	—	—	—	—	90—150	10,7	
			800×1290	—	800×1250	120—140	—	160	—	—	—	—	90—150	12,0	
			1000×840	—	1000×800	90—110	—	120	—	—	—	—	110—180	14,6	
			1000×1040	—	1000×1000	90—110	—	160	—	—	—	—	110—180	15,8	
			1000×1290	—	1000×1250	90—110	—	200	—	—	—	—	110—180	17,1	
			1250×2080	—	1250×800	80—90	—	—	150	—	—	—	140—230	21,2	
			1250×2330	—	1250×1000	80—90	—	—	200	—	—	—	140—230	22,1	
			1250×2680	—	1250×125	80—90	—	—	250	—	—	—	140—230	22,5	
Cu două valțuri netede	U.R.S.S.	200×125	—	10	200×120	1200—1400	0,5	—	—	—	—	—	0,6	0,11	
		400×250	—	70	400×250	110	18	—	—	—	—	—	7	1,42	
		CM-12A	—	85	600×400	75	25	—	—	—	—	—	22	3,33	Minereu
		G 60×40	—	30	600×400	180	28	—	—	—	—	—	20	3,4	de tărie
		G 80×50	—	40	800×500	50	44	—	—	—	—	—	40	12,5	medie
		G 100×55	—	50	1000×550	100	57	—	—	—	—	—	55	15,9	
		G 150×60	—	75	1500×500	83	76	—	—	—	—	—	75	32,4	
	Centro-zap (R.P.P.)	40.50	1500×1890	175—250	1800×1800	63	55	165	—	—	—	—	2×90	78,2	
		40.59	800×360	⩽45	1000×350	115	15	—	—	—	—	—	2×12	—	Minereu
		40.63	100×1020	50	1000×1000	97,5	40	—	—	—	—	—	2×25	12,1	de tărie
		40.65	1560×1300	80	1500×1500	92	125	—	—	—	—	—	2×53	32,5	medie
		40.70	808×608	60	600×500	133	15	—	—	—	—	—	2, 6, 2	2,54	
Cu trei valțuri dințate	S.K.B (R.F. Germania)	—	500×650	—	500×500	100	—	—	43	—	—	—	18	4,0	
			500×800	—	500×630	100	—	—	53	—	—	—	23	4,4	
			500×950	—	500×800	100	—	—	69	—	—	—	29	5,0	Materiale
			500×1150	—	500×1000	100	—	—	85	—	—	—	37	5,6	moi și
			650×740	—	630×630	80	—	—	61	—	—	—	26	7,3	de tărie
			650×940	—	630×800	80	—	—	77	—	—	—	33	8,1	medie
			650×1140	—	630×1000	80	—	—	96	—	—	—	41	8,8	
			650×1390	—	630×1250	80	—	—	123	—	—	—	52	10,0	
			850×950	—	800×800	63	—	—	85	—	—	—	41	17,4	
			850×1150	—	800×1000	63	—	—	108	—	—	—	52	14,0	
			850×1400	—	800×1250	63		—	138	—	—	—	66	16,0	
			850×1750	—	800×1600	63	—	—	170	—	—	—	81	18,8	

BCU CLUJ CENTRALA UNIVERSITARA LIBRARY

4.6.2. Determinarea parametrilor principali

Unghiul de atac. În cazul valțurilor cu suprafața netedă, pentru prinderea și zdrobirea materialului, este necesar ca rezultanta forțelor ce acționează asupra materialului să fie dirijată în jos. În această situație, conform eforturilor din figura 4.17.

$$2f \cdot N \cos \frac{\alpha}{2} \geqslant 2N \sin \frac{\alpha}{2}$$

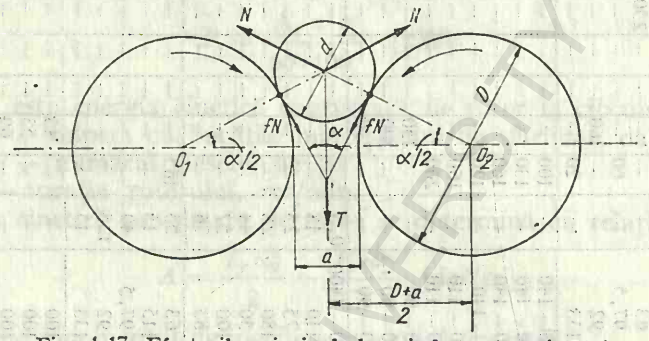


Fig. 4.17. Eforturile principale la prinderea materialului.

sau

$$f \geqslant \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$$

Ținînd seamă că $f = \operatorname{tg} \varphi$, rezultă:

$$\alpha \leqslant 2\varphi$$

Avînd în vedere că valorile coeficientului de frecare f, variază între 0,28 și 0,4, rezultă că valorile unghiului de atac variază între 0,28 — 0,38 rad, respectiv: 16—22°.

Pornind de la valoarea coeficientului de frecare se determină că:

$$D = 20\, d_{max}.$$

Din această relație, rezultă că valțurile nu se folosesc pentru sfărîmarea minereurilor de dimensiuni mari.

Viteza periferică. Viteza periferică a valțurilor variază între 3—4 m/s la sfărîmarea fină și între 5—6 m/s la sfărîmarea primară [7].

Capacitatea de prelucrare. Capacitatea de prelucrare a concasoarelor cu valțuri variază direct proporțional cu suprafața secțiunii de evacuare și cu viteza periferică a valțurilor:

$$Q = 3600\, k\, L \cdot b \cdot v \ \ [\mathrm{m^3/h}]$$

în care: k este coeficient de afînare (0,24—0,4);
L, b — lungimea și deschiderea dintre valțuri, m;
$v = \frac{\pi D_n}{60}$ — viteza periferică, m/s.

Puterea de acționare. Puterea de acționare a concasoarelor cu valțuri se calculează atît după ipoteza de sfărîmare Kick-Kirpicev, cît mai ales după unele relații determinate experimental și anume:

— pentru concasoare cu diametre mici ($D \leqslant 600$ mm) și cu suprafața netedă:

$$P = 0{,}15\, DLv \ \text{[kW]}$$

— pentru concasoare cu diametre mari ($D > 600$ mm):

$$P = 8{,}2\, DLv + 10 \ \text{[kW]}$$

în care: D, L reprezintă dimensiunile valțurilor, m;
v — viteza periferică, m/s.

4.7. Alte utilaje de sfărîmare

Printre alte utilaje de sfărîmare, vom aminti atît pe cele foarte vechi, într-un stadiu avansat de înlocuire, cît și pe cele foarte noi, în curs de asimilare, aplicare și generalizare.

Din această categorie fac parte: șteampurile, tromerele selective, morile cu valțuri, dezintegratoarele și utilajele cu dispozitive speciale de sfărîmare.

4.7.1. Șteampurile

Construcție și funcționare. Șteampurile sînt utilizate din cele mai vechi timpuri la sfărîmarea și mărunțirea minereurilor cu aur nativ, urmată de amalgamarea granulelor libere dezasociate de aur și minereu. Aceste utilaje realizează un grad mare de sfărîmare de la 30—50 mm la 0,25—0,50 mm. În țara noastră, șteampurile mai sînt utilizate în instalația de la Gura Barza (M-ții Apuseni); există tendința înlocuirii lor cu mori de amalgamare.

O baterie de șteampuri se compune din 10 săgeți, acționate de la un ax comun. Cîte 5 săgeți lucrează în aceeași piuă, confecționată din fontă. O săgeată (fig. 4.18) se compune dintr-o tijă verticală *1* din oțel, cu diametru între 6 și 10 cm care are la partea inferioară un îngreunător *2* și un sabot *3* împotriva uzurii îngreunătorului. Măcinarea are loc la căderea săgeții, între sabot și nicovala *4*, ce are baza pătrată și partea superioară cilindrică. Nicovala este fixată în batiul 5. Fiecare săgeată este prevăzută cu un manșon prin care primește o mișcare de ridicare și coborîre de la un ax cu came *6*. Camele sînt așezate decalat pe ax astfel încît săgețile cad în ordinea 1—3—5 și 2—4. Axul, așezat pe două lagăre fixate pe stîlpii laterali ai bateriei, este

acționat prin intermediul unei transmisii prin curele. Camele acționează lateral manșoanele și de aceea săgețile se rotesc cu un unghi la fiecare ridicare (avînd o mișcare de rotație în jurul axului propriu), ceea ce determină uzarea uniformă a saboților și manșoanelor. La o rotație completă a axului cu came fiecare săgeată va cădea de 2 ori. Dimensiunea axului cu came se face

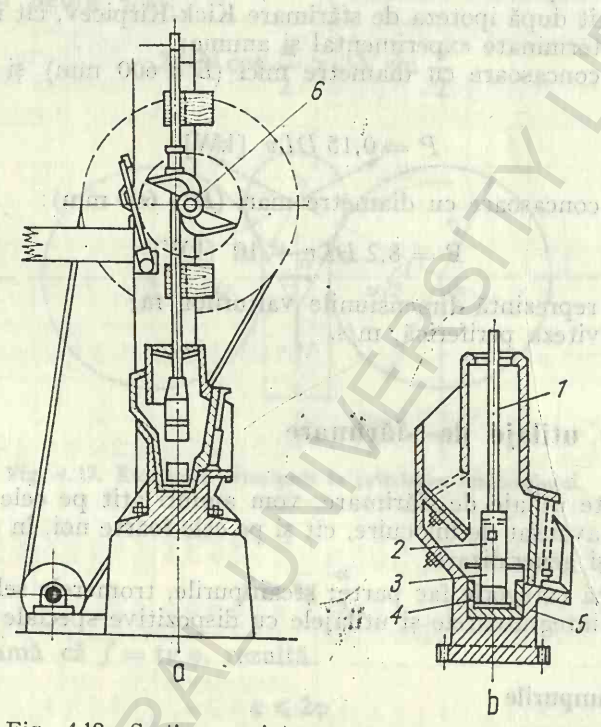


Fig. 4.18. Secțiune printr-un șteamp (*a*) și printr-o piuă (*b*).

la încovoiere și torsiune. Forma camei se alege astfel ca viteza de ridicare imprimată săgeții să fie constantă.

Alimentarea cu minereu se face în spatele piuei și după sfărîmare materialul este evacuat printr-un ciur fixat pe peretele din față a bateriei. Pentru amalgamarea granulelor de aur eliberate prin măcinare se fixează pe pereții piuei plăci de cupru acoperite cu mercur ce se curăță periodic de amalgam.

Parametrii șteampurilor:

Lucrul mecanic produs la căderea săgeții este:

$$L = Gh \text{ [kfm]}$$

Lucrul mecanic specific este:

$$L = \frac{Gh}{S}$$

în care: G este greutatea săgeții (între 80—850 kg);
h — înălțimea de cădere a săgeții, între 50—250 mm;
S — suprafața sabotului săgeții, cm².

Lucrul mecanic specific este variabil în funcție de natura materialului, între 0,14 kgm/cm² pentru minereuri dure și 0,11 kgm/cm² pentru minereuri moi.

Durata totală a unui ciclu reprezintă expresia:

$$T = t_1 + t_2 + t_3$$

în care: t_1 este timpul de ridicare a săgeții egal cu:

$$t_1 = \frac{h}{v};$$

v — viteza de ridicare;
t_2 — timpul de cădere a săgeții, egal cu:

$$t_2 = \sqrt{\frac{2h}{g}}$$

t_3 — timpul de repaus al săgeții pe nicovală, egal cu:

$$t_3 \; 0{,}2 - 0{,}3 \; [\text{s}].$$

Frecvența loviturilor:

$$z = \frac{60}{T} = \frac{60}{\frac{h}{v} + \sqrt{\frac{2h}{g}} + t_3} \; [\text{lovituri/min}]$$

Puterea necesară pentru acționarea unei săgeți este funcție de natura materialului și de dimensiunile sale inițiale:

$$N = \frac{KGhz}{60 \cdot 75} \; [\text{CP}]$$

sau

$$N = \frac{KGhz}{60 \cdot 102} \; [\text{kW}]$$

unde: $K = 1{,}15 - 1{,}3$ — pentru șteampuri metalice
și $K = 1{,}3 - 1{,}7$ — pentru șteampuri de lemn;
z — numărul de lovituri pe minut, între 90 și 110.

Capacitatea de prelucrare pe săgeată este de circa 3t/24h, în funcție de duritatea minereului.

Consumul de apă este de 15—20m³/t de material solid.

Caracteristicile tehnice pentru șteampuri sînt date în tabelul 4.11.

Steampurile au construcții robuste și simple, realizează grad de sfărîmare ridicat (1/25), au avantajul realizării sfărîmării și amalgamării în același

Tabelul 4.11

Caracteristicile tehnice ale ștampurilor

Caracteristici tehnice	Valori				
Greutatea unei săgeți [kg]	180	225	320	360	400
Greutatea tijei [kg]	75	93	119	140	152
Greutatea manșonului [kg]	19	23	55	55	56
Greutatea îngreunătorului [kg]	46	67	100	100	125
Greutatea capului săgeții [kg]	43	43	60	77	82
Puterea necesară pe săgeată [CP]	0,9	1,1	1,5	1,8	2,0
Greutatea unei baterii cu 5 săgeți [kg]	3 800	4 000	6 800	7 000	7 300

timp, dar au o serie de dezavantaje, ca înălțimi constructive mari, șocuri, zgomot, consum de apă ridicat, productivitate scăzută, care determină utilizarea lor limitată și tendința de înlocuire cu mori de amalgamare.

4.7.2. Dezintegratoare

Dezintegratoarele se utilizează cu precădere pentru sfărîmarea cărbunilor și constau în principiu din două discuri *1* (fig. 4.19), așezate față în față, pe

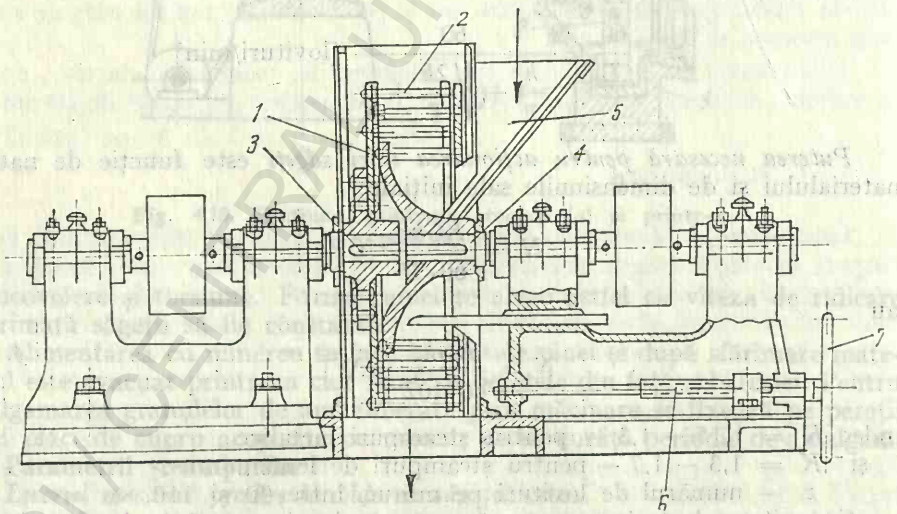


Fig. 4.19. Dezintegrator (schema constructivă).

care sînt montate în cercuri concentrice barele *2*, astfel încît rîndurile concentrice de bare ale unuia dintre discuri pătrund în interiorul rîndurilor de bare ale celuilalt disc.

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Cele două discuri împreună cu barele montate pe ele se rotesc în sens contrar unul față de celălalt, fiind acționate de arborii *3* și *4*.

Sfărîmarea are loc prin izbirea multiplă a materialului de barele celor două colivii, după ce acesta a fost inrodus prin pîlnia 5.

Reglarea distanței între discuri se realizează prin intermediul tijei de reglaj *6* și roatei de reglaj *7*.

În afara cărbunilor, dezintegratoarele se mai utilizează în treapta a doua pentru sfărîmarea rocilor moi și friabile cum sînt: creta, sarea etc.

Principalele caracteristici ale dezintegratoarelor sînt:

— diametrul exterior al șirurilor de bare: 650—2800 mm;
— numărul de rotații ale discurilor: 600—165 rot/min;
— puterea consumată: 8—120 CP;
— productivitate: 5—120 t/h (maxim la cărbuni).

În general, aceste utilaje sînt ieftine și ușor de întreținut.

4.7.3. Tromel-concasor

Tromelul concasor realizează ca și concasorul cu impact o sfărîmare selectivă și se aplică în cazul cărbunilor și șisturilor bituminoase (fig. 4.20), este format dintr-un cilindru cu diametrul de 2—4 m și este prevăzut la

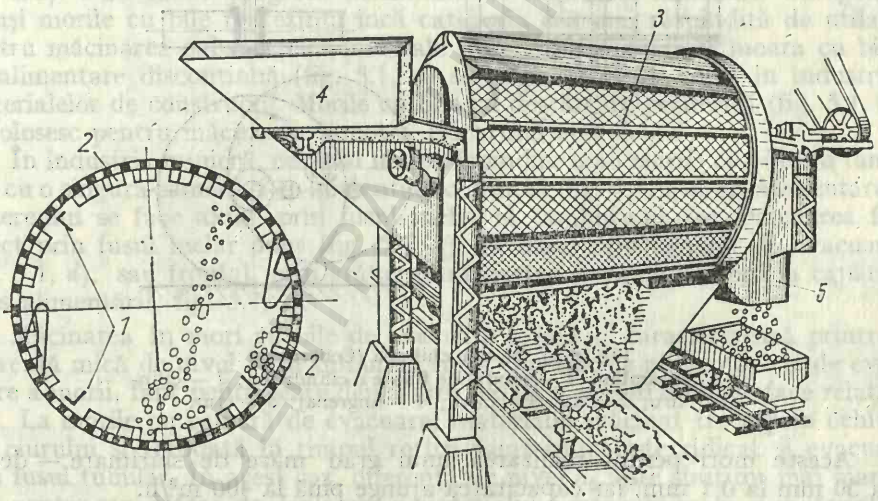


Fig. 4.20. Tromel concasor.

periferie cu tablă perforată sau bare echidistante *3*, cu dimensiunea ochiurilor de 50—200 mm. Datorită diferenței de friabilitate, cărbunele prin cădere se sfarmă și se evacuează prin ochiurile periferice, în timp ce rocile mai dure, care constituie intercalații sterile de cărbune sau șisturi bituminoase, se elimină prin partea de evacuare a tromelului concasor 5.

Alimentarea se face prin pilnia *4*, montată în fața peretelui frontal, iar ridicarea cărbunelui cu paletele *1*. După ridicare la o oarecare înălțime, cărbunele cade și prin lovire se sfarmă de plăcile blindajului *2*.

4.7.4. Mori cu valțuri (mori chiliene)

La aceste mașini, sfărîmarea se realizează prin strivire și roadere, iar în cazul unor viteze mai mari de rotire, intervine și efectul de lovire. Presiunea necesară pentru măcinare se realizează prin greutatea proprie a corpurilor de măcinat, prin centrifugarea lor cu ajutorul arcurilor sau hidraulic.

Se folosesc în general pentru sfărîmarea materialelor moi sau de duritate mijlocie. Din această categorie de utilaje, menționăm morile chiliene sau Collergangurile (fig. 4.21).

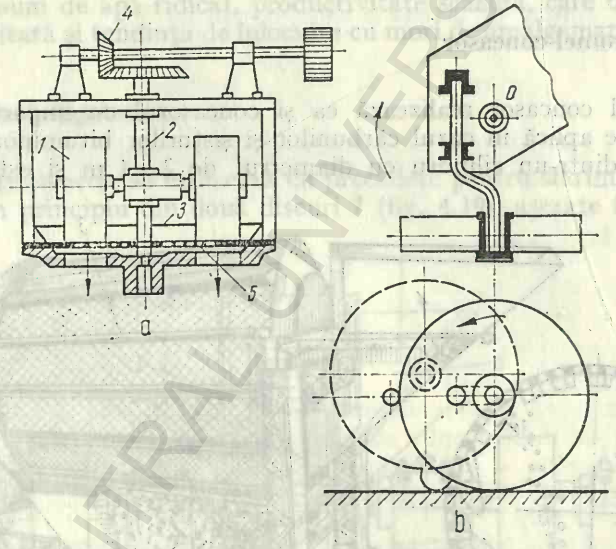


Fig. 4.21. Moară chiliană (Collergang):
a — ansamblu; *b* — modul de fixare a cilindrului; *1* — cilindru; *2* — ax; *3* — cuvă; *4* — angrenaj; *5* — ciur.

Aceste mori permit realizarea unui grad mare de sfărîmare — de la cca 50 mm la 0,1 mm, iar capacitatea ajunge pînă la 400 m³/h.

Capitolul 5

MĂCINAREA

Măcinarea reprezintă ultima fază de mărunțire a substanțelor minerale utile înainte de concentrare. Nu s-a stabilit o anumită dimensiune precisă între procesele de sfărîmare în concasoare și cele de măcinare în mori.

Morile sînt mașini de mărunțire finală, de formă cilindrică sau conică (fig. 5.1).

5.1. Clasificare și variante constructive

După felul corpurilor care sfărîmă, morile se clasifică în *mori cu bare, cu bile, cu bolovani* și *autogene.*

Deși s-au făcut progrese însemnate în domeniul măcinării autogene, totuși morile cu bile reprezintă încă categoria cea mai răspîndită de utilaje pentru măcinarea substanțelor minerale utile. Dintre acestea, moara cu bile cu alimentare discontinuă (fig. 5.1, *a*) se utilizează mai mult în industria materialelor de construcții. Morile cu bile cu descărcare periferică (fig. 5.1, *b*) se folosesc pentru măcinarea șamotei, calcarului etc.

În industria minieră, cea mai mare răspîndire o au *morile cu bile,* cu tambur cu o singură cameră și cu alimentare continuă (fig. 5.1, *c, d, e*). Alimentarea minereului se face axial, prin fusul inelar al tamburului. iar evacuarea fie direct prin fusul inelar opus (fig. 5.1, *c*), fie axial prin cameră de evacuare (fig. 5.1, *d*), sau frontal, prin grătar (fără partea frontală a morii la capătul opus alimentării, fig. 5.1, *e*).

Măcinarea în mori cu bile de evacuare axială se caracterizează printr-o diferență mică de nivel h_1, a tulburelii între capetele de alimentare și de evacuare a morii, fapt pentru care deplasarea axială a materialului se face relativ lent. La morile cu cameră de evacuare, materialul măcinat trece prin ochiurile ciurului și totodată în timpul rotirii tamburului este ridicat și evacuat prin fusul tubular. În acest caz, diferența de nivel h_2, este simțitor mai mare, fapt pentru care viteza de deplasare a materialului este mai mare și materialul evacuat este mai grob. La morile cu bile, fără partea frontală de la evacuare, viteza de trecere a materialului este și mai mare. De cele mai multe ori morile cu bile lucrează în circuit închis cu clasoare mecanice sau cu hidrocicloane.

Morile tubulare cu un singur compartiment (fig. 5.1, *f*) se utilizează pentru obținerea unui produs cu granulometrie foarte fină, iar morile compartimentate, pentru măcinarea în trepte cu utilizarea de bile de dimensiuni diferite (fig. 5.1, *g*).

Morile cilindro-conice (fig. 5.1, *h*) funcționează pe principiul distribuției bilelor de-a lungul tamburului, în funcție de mărimea lor. În apropierea capătului de alimentare se concentrează bilele cu diametrul mai mare, iar

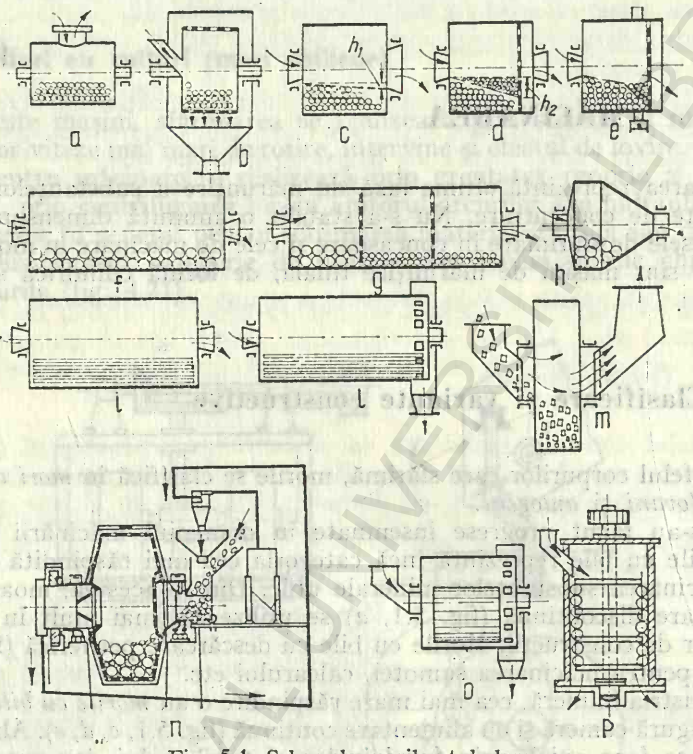


Fig. 5.1. Schemele morilor tubulare.

spre evacuare, cele de dimensiuni mai mici. *Morile cu bare* (fig.5.1, *i*, *l*) se folosesc în circuit deschis.

Morile cu măcinare autogenă uscată de tip „Aerofal" (fig. 5.1, *m*) se utilizează pentru materiale friabile sau nemetalifere, iar cele cu *măcinare autogenă umedă* de tip „Cascade" (fig. 5.1, *n*) se utilizează pentru minereuri compacte dure-cuprifere, neferoase, feroase etc.).

În figura 5.1, *o* este prezentată schema unei mori tubulare-vibratoare-orizontală, cu viteză mare, care poate lucra atît uscat cît și umed, iar în figura 5.1, *p*, un tip de moară centrifugală, cu viteză mare, cu cilindru vertical și cu alimentare și evacuare continuă.

5.2. Mori tubulare cu bile

Dintre morile cu bile utilizate în industria minieră, cea mai mare răspîndire o au *morile cu bile cu evacuare centrală* (fig. 5.2). Acest tip de mori se compune dintr-o tobă cilindrică de tablă groasă, căptușită la interior cu plăci

sau bare și închisă la capete cu două capace frontale, prevăzute cu fusuri goale care permit alimentarea și evacuarea materialului. Moara se sprijină și se rotește pe două lagăre masive. Antrenarea are loc prin intermediul unei coroane dințate, solidară cu mantaua. Motorul este amplasat lateral spre

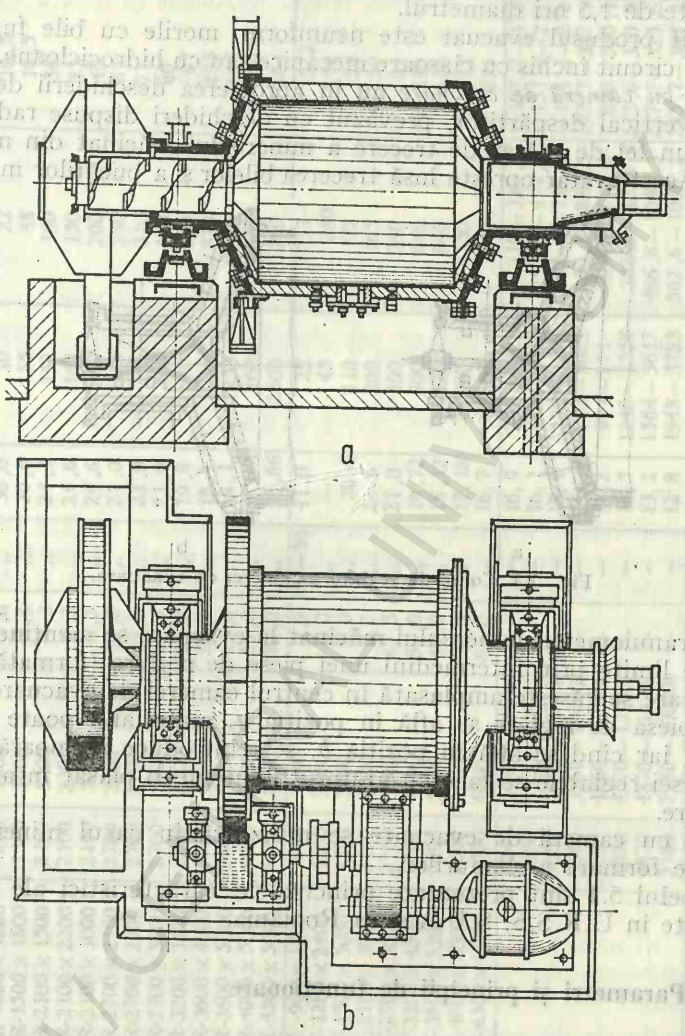


Fig. 5.2. Moară cu bile cu evacuare centrală: *a* — secțiune; *b* — vedere generală.

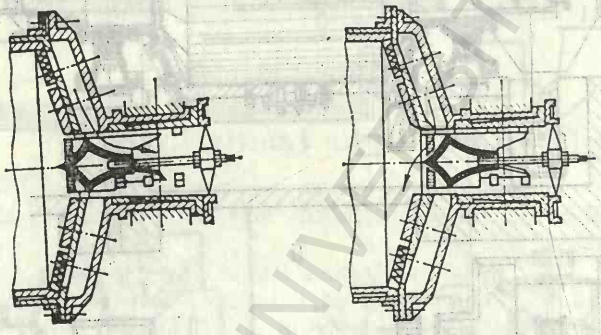
gura de evacuare și transmite mișcarea prin intermediul unui reductor și a unei roți dințate care se cuplează cu coroana fixată pe manta. Alimentarea uniformă cu minereu se realizează cu ajutorul unui melc alimentator fixat pe

fusul de alimentare și care prin forma elicoidală conduce minereul în interiorul morii.

Evacuarea se efectuează direct sau printr-o bucșă conică montată în interiorul fusului, în care este fixat uneori și un ciur conic, ce evacuează bucățile de lemn și alte corpuri străine. În general, lungimea morilor cilindrice nu depășește de 1,5 ori diametrul.

Întrucît produsul evacuat este neuniform, morile cu bile funcționează de obicei în circuit închis cu clasoare mecanice sau cu hidrocicloane.

Morile cu cameră de evacuare au în apropierea deschiderii de evacuare un perete vertical despărțitor, prevăzut cu deschideri dispuse radial și care constituie un fel de grătar de trecere a minereului măcinat din moară spre evacuare. Acest grătar oprește însă trecerea bilelor și a bucăților mai mari de



a b

Fig. 5.3. Conul de reglare a camerei de evacuare.

minereu. Granulometria minereului măcinat la evacuare se menține constantă în anumite limite prin intermediul unei piese de reglare (formată din două conuri) și care se găsește amplasată în centrul camerei de evacuare (fig. 5.3).

Cînd piesa de reglare se află în poziția *a*, materialul poate fi evacuat din moară, iar cînd se află în poziția *b*, se reintroduce în moară. Reglarea poziției piesei reglabile se face cu ajutorul unui șurub plasat în axul fusului de evacuare.

Morile cu cameră de evacuare se utilizează în cazul minereurilor cu tendință de formare a șlamurilor.

În tabelul 5.1 sînt prezentate principalele caracteristici ale morilor cu bile realizate în U.R.S.S, S.U.A și în România.

5.2.1. Parametri și principii de funcționare

Încărcătura de bile. Încărcătura de bile și diametrul bilelor constituie parametrii de bază ai proceselor de măcinare. Pentru a obține o eficiență ridicată din punctul de vedere al capacității de măcinare și al consumurilor de energie și materiale (uzură bile și căptușeli) este necesar ca acești parametrii să fie corelați pe bază de experimentări, cu condițiile de măcinare și cu caracteristicile fizice ale minereului (granulometrie, duritate etc.).

Firma [Țara]	Tipul	Diametrul interior [mm]	Lungimea interioară [mm]	Volumul nominal [m³]	Viteza relativă [%]	Viteza de rotație [rot/min]	Puterea de acționare [kW]	Greutatea maximă a bilelor [kN]	Masa morii [t]	Obs.
U.R.S.S.	MSR -900×900	900	900	0,45	75—86	41,0	15	10	5,3	cu cameră de evacuare; coef. de umplere 50%
	MSR-1200×1200	1200	1200	1,0	„	36,0	30	22	10,5	
	MSR-1500×1600	1500	1600	2,2	„	30,0	55	48	16,5	
	MSR-2100×1500	2100	1500	4,3	„	24,1	132	100	36	
	MSR-2100×2200	2100	2200	6,3	„	24,6	160	150	43	
	MSR-2100×3000	2100	3000	8,5	„	24,6	200	200	48	
	MSR-2700×2100	2700	2100	10,0	„	21,0	315	240	67	
	MSR-2700×2700	2700	2700	13,0	„	21,0	315	310	71	
	MSR-2700×3600	2700	3600	17,5	„	21,0	400	420	80	
	MSR-3200×3100	3200	3100	22,0	„	19,8	630	520	97	
	MSR-3600×4000	3600	4000	35,5	„	18,1	1000	820	155	
	MSR-3600×5000	3600	5000	45,0	„	18,1	1250	1000	165	
	MSR-4000×5000	4000	5000	55,0	„	17,18	2000	1200	250	
	MSR-4500×5000	4500	5000	70,0	„	16,66	2500	1500	264	
U.R.S.S.	MST -900×1800	900	1800	0,9	60—86	41,0	22	17	5,2	Cu evacuare centrală; coef. de umplere 42%
	MST-1200×2400	1200	2400	2,0	„	—	45	380	14	
	MST-1500×3000	1500	3000	4,0	„	30,0	110	77	23	
	MST-2100×3000	2100	3000	8,5	„	24,6	200	165	50	
	MST-2700×3600	2700	3600	17,5	„	21,0	400	340	81	
	MST-3200×4500	3200	4500	32,0	„	19,72	800	610	140	
	MST-3600×5500	3600	5500	49,0	„	18,12	1250	940	170	
	MST-4000×5500	4000	5500	60,0	„	17,18	2000	1150	241	
	MST-4500×6000	4500	6000	84,0	„	16,7	2500	1640	276	
Nordberg (S.U.A.)	—	3048	3048—8830	—	—	16,9	290—842	110—320,6	107,7—175	Coeficient de umplere 40%
		3350	3350—10900	—	—	16,1	412—1340	147,3—479,3	151,9—217	
		3650	3660—13700	—	—	15,4	559—2086	192,5—722,8	154,4—270	
		3960	3960—14000	—	—	14,7	743—2623	250,4—885,3	197,7—317,1	
		4260	4260—12100	—	—	14,2	971—271	309,7—879,8	220—360,1	
		4570	4570—13100	—	—	13,7	1240—3558	383,3—1098,9	213,6—370,5	
		4870	4870—11270	—	—	13,2	1564—3617	466,8—1080,3	217,7—325,6	
		5180	5180—10000	—	—	12,8	1948—3783	562,6—1086,2	285,7—381,4	
UNIO Satu Mare (România)	1250×1250	1250	1250	—	—	32	22	21	9,2	—
	1800×2500	1800	2500	—	—	24	125	70	32,5	
	2400×2500	2400	2500	—	—	21	200	160	50	
	2700×3000	2700	3000	—	—	21	320	200	76	
	2700×3600	2700	3600	—	—	19	400	400	90	
	3200×3600	3200	3600	—	—	20	630	400	122	
IMGB (România)	5200×8000	5200	8000	150	75	14	4000	2600	390	Coef. de umplere 45%

BCU CLUJ / CENTRALA / LIBRARY

Supraîncărcarea morii cu bile duce la un consum, ridicat de energie și la o uzură accentuată a bilelor, în timp ce o cantitate mai mică de bile decît cea necesară reduce brusc capacitatea de prelucrare și provoacă o uzură rapidă a căptușelii.

Din experiența practică volumul bilelor introduse în moară variază între 30 și 50% din volumul interior al morii

$$V_b = KV = (0{,}3 - 0{,}5)\, V\ [\text{m}^3]$$

unde K este coeficientul de umplere;
V — volumul interior al morii
sau:

$$V_b = KV = k\frac{\pi D^2}{4} \cdot L\ [\text{m}^3]$$

unde D și L reprezintă diametrul și lungimea în interior a morii, m.

Masa încărcăturii de bile se calculează în funcție de volumul ocupat de bile și de densitatea volumetrică a acestora.

$$G_b = K \cdot \delta_b \cdot \frac{\pi D^2}{4} \cdot L = 3{,}77\, K, D^2\, L[\text{t}]$$

unde δ_b este densitatea volumetrică a bilelor, $\delta_b = 4{,}8$ t/m^3.

Diametrul bilelor utilizate în procesul de măcinare variază în funcție de dimensiunile minereului și de diametrul interior al morii. În general diametrul bilelor utilizate în practica măcinării (d_b) se situează între 35 și 150 mm.

Pentru calculul diametrului maxim se folosesc următoarele expresii:

$$d_b = C\sqrt{d_{max}}\ [\text{m}]$$

sau

$$d_b = \left[\frac{1}{18} - \frac{1}{24}\right] D\ [\text{m}]$$

în care: C este coeficient dependent de duritatea minereului ($C = 30$ pentru duritate medie și 37 pentru duritate mare);
d_{max} — dimensiunea maximă a granulelor de minereu, m;
D — diametrul interior al morii, m.

Inițial, în moară se introduc numai bile cu dimensiuni maxime, deoarece cele cu dimensiuni mai mici se formează datorită uzurii după un anumit timp de funcționare.

În funcție de dimensiunea minereului de măcinat, s-a stabilit în mod experimental și compoziția optimă a bilelor după dimensiuni, pentru a se obține o eficiență maximă de măcinare (tabelul 5.2).

În procesul de exploatare este necesară verificarea periodică, atît a uzurii bilelor, pentru eliminarea celor cu dimensiuni sub 20 mm și înlocuirea lor cu bile de dimensiune maximă, precum și a coeficientului de umplere avînd în vedere că acesta variază și cu uzura căptușelii.

În practică, coeficientul de umplere se determină cu relația empirică stabilită de *Bond* [7]:

$$K = 50 - 127\frac{b}{D}\,[\%]$$

Tabelul 5.2

Dimensiunea maximă a minereului

25—75 mm		3—12 mm	
d_b[mm]	cantități [%]	d_b[mm]	Cantități [%]
125(150)	40	100	24
120	30	90	36
90	20	75	20
75	10	60	20
—	100	—	100

în care: $b = a - \frac{D}{2}$ (fig. 5.4) și reprezintă distanța dintre nivelul încărcăturii de bile și axul de rotație a morii;

a — distanța dintre nivelul încărcăturii de bile și partea superioară a diametrului interior (punctul A).

Volumul util al morii se mărește în timpul exploatării cu 10—15%, datorită uzurii căptușelii.

Parametrii regimului mecanic. Unul dintre parametrii principali în desfășurarea procesului de măcinare îl reprezintă modul de deplasare a bilelor în interiorul morii.

Regimul de deplasare a bilelor este caracterizat prin coeficientul de umplere a morii cu bile și prin viteza relativă de rotație a tamburului morii.

Coeficientul de umplere reprezintă raportul dintre volumul încărcăturii de bile V_b și volumul util al morii:

$$K = \frac{V_b}{V} \cdot 100\,[\%]$$

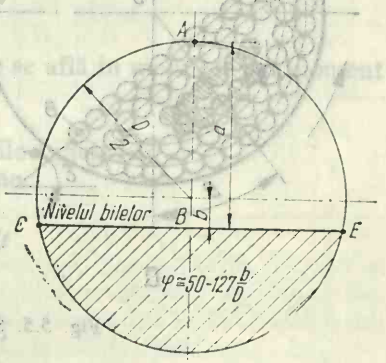


Fig. 5.4. Determinarea coeficientului de umplere cu bile.

Viteza relativă de rotație a tamburului reprezintă raportul dintre turația reală și turația critică convențională a acestuia:

$$v = \frac{n}{n_{cr}} \cdot 100\,[\%]$$

Parametrii k și v se exprimă sub formă fracționară sau în procente.

Prin turație critică convențională se înțelege turația la care forța centrifugă ce acționează asupra unui punct material al stratului exterior al încărcăturii cu bile devine egală cu greutatea acestuia, ceea ce produce centrifugarea în timpul mișcării de rotație:

$$n_{cr} = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}} \text{ [rot/min]}$$

unde D este diametrul interior al morii.

În funcție de valorile parametrilor k și v, regimul de deplasare a bilelor poate fi: de rostogolire (tip cascadă), de aruncare (tip cataractă, fig. 5.5) și de tip intermediar.

În cazul în care bilele se deplasează în regim de rostogolire (fig. 5.5, *a*), suprafața FB este aproape plană, iar unghiul de înclinare ζ devine egal cu unghiul limită de rotație θ.

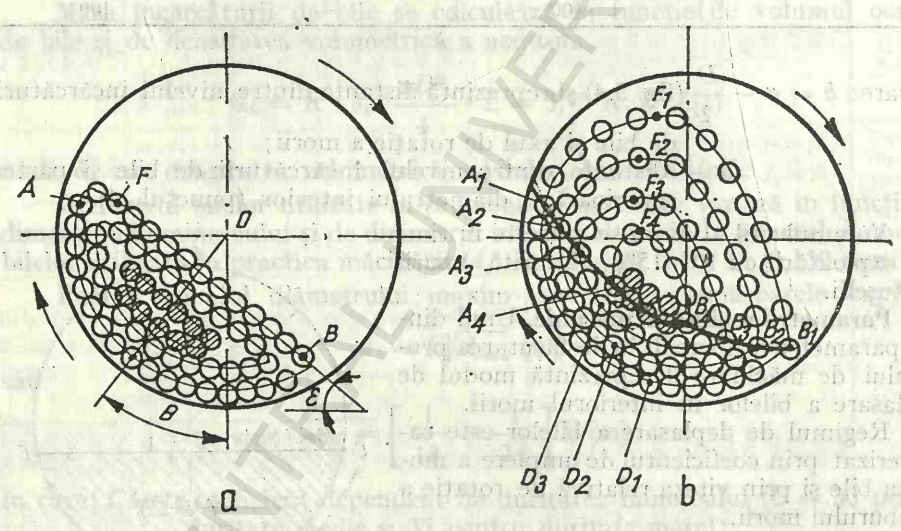


Fig. 5.5. Schema mișcării bilelor.

În partea centrală a încărcăturii de bile se observă că există o zonă care rămîne fără mișcare.

Acest regim se aplică de obicei la morile cu măcinare uscată.

Regimul de măcinare (fig. 5.5, *b*) se realizează la turații mai mari decît la regimul de cascadă. Bilele se mișcă de la început pe traiectorii circulare: $B_1D_1A_1$; $B_2D_2A_2$ etc., ridicîndu-se la o anumită înălțime, după care se desprind de pe tambur, deplasîndu-se în continuare pe traiectorii parabolice: $A_1F_1B_1$; $A_2F_2B_2$ etc.

Acest regim se utilizează de obicei în prima treaptă de măcinare, pentru măcinarea minereurilor grobe.

Efectul măcinării se realizează în principal datorită energiei de cădere a bilelor, în timp ce la regimul de rostogolire predomină efectul forțelor de frecare.

La regimul intermediar, măcinarea se realizează atît pe seama forțelor de frecare cît și pe cea a forțelor de lovire.

În ultimul timp, o serie de agregate de măcinare funcționează la turații supracritice.

Din cercetările profesorului Hukki, rezultă că în domeniul turațiilor supracritice puterea consumată va fi mai mare, ceea ce presupune că și capacitatea de măcinare va crește.

În prezent, majoritatea morilor funcționează în domeniul de turații cuprins între (0,6—0,9) n_{cr}.

Cinetica procesului de măcinare. Cinetica procesului de măcinare sau viteza cu care materialul este măcinat se exprimă prin cantitatea de material grosier (cu dimensiuni mai mari decît dimensiunea de control sau de măcinare) ce se află în moară la un moment dat.

Expresia analitică a vitezei de măcinare [3] poate fi scrisă sub următoarea formă:

$$\frac{dA}{dt} = -kA,$$

sau:

$$\frac{dA}{A} = -k\,dt$$

unde: A este cantitatea de material grosier ce se află în moară la un moment dat, t;

t — timpul sau durata măcinării;

k — coeficient dependent de condițiile măcinării.

Făcînd integrarea ultimei expresii se obține:

$$\int \frac{dA}{A} = -\int k\,dt$$

sau:

$$\ln A = -kt + C$$

Pentru determinarea constantei C se iau în considerare condițiile inițiale ale măcinării, cînd $t = 0$. În acest caz, $A = A_0$, iar A_0 reprezintă cantitatea de material grosier din alimentarea morii. A_0 poate fi egal cu 100%, dar și mai mic, dacă în alimentarea morii se află material cu dimensiuni mai mici decît dimensiunea de control — caz frecvent la morile care funcționează în circuit închis.

În situația: $t = 0$ și $A = A_0$, atunci

$$C = \ln A_0$$

sau:

$$\ln A = -kt + \ln A_0,$$

BCU IAȘI - FILIALA UNIVERSITARĂ

respectiv:

$$A = A_0 \cdot e^{-kt}$$

Această expresie definește de fapt cinetica procesului de măcinare și reprezintă un caz particular al expresiei generale, stabilită în mod experimental sub forma:

$$A = A_0 \cdot e^{-kt^m}$$

Numeroase încercări experimentale de verificare a acestei expresii au arătat că numai în anumite condiții și pentru anumite materii prime poate fi acceptată.

Se remarcă de fapt că această relație reprezintă un caz particular al expresiei generale a cineticii procesului de măcinare, dedusă experimental sub forma:

$$A = A_0 e^{-kt^m}$$

sau:

$$\frac{A_0}{A} = e^{kt^m}$$

în care m este un coeficient dependent de natura materialului supus măcinării și de dimensiunile sale inițiale.

Pentru determinarea coeficientului m se efectuează o dublă logaritmare a expresiei generale:

$$\lg\left(\lg\frac{A_0}{A}\right) = m \lg t + \lg k + \lg \cdot \lg e$$

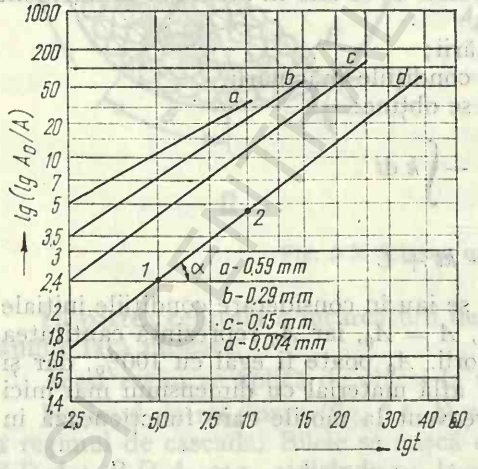


Fig. 5.6. Cinetica măcinării.

Reprezentarea grafică a acestei expresii, într-un sistem de coordonate conform figurii 5.6 permite exprimarea cineticii procesului de măcinare sub forma unor drepte paralele înclinate, funcție de dimensiunea de control a produsului grosier.

Prin determinarea a două puncte (1 și 2) pe dreapta care reprezintă cinetica procesului de măcinare (fig. 5.6) se stabilește valoarea coeficientului m, ca fiind tangenta unghiului de înclinare a dreptei:

$$m = \frac{\lg\left(\lg\frac{A_0}{A_2}\right) - \lg\left(\lg\frac{A_0}{A_1}\right)}{\lg t_2 - \lg t_1}$$

unde A_1 și A_2 reprezintă cantitățile de material grosier din moară, corespunzătoare timpilor de măcinare t_1 și t_2.

Pentru determinarea și a coeficientului k, se logaritmează expresia generală rezultînd:

$$\lg \frac{A_0}{A} = k t^m \lg e$$

respectiv:

$$k = \frac{\lg \frac{A_0}{A}}{t^m \lg e} = \frac{\ln \frac{A_0}{A}}{t^m}$$

Capacitatea de prelucrare. Capacitatea de prelucrare a unei mori pentru un anumit tip de minereu se determină în mod experimental. Expresia generală are următoarea formă:

$$Q = k \cdot V \sqrt{D}\ [t/h]$$

în care: V este volumul util al morii, m³;
D — diametrul interior al morii, m;
k — coeficient de corecție, ale cărui valori sînt prezentate în tabelul 5.3.

Tabelul 5.3

Valorile coeficientului k

Dimensiunea maximă a minereului din alimentare [mm]	Dimensiunea maximă a produsului măcinat [mm]		
	85% 0,20	85% 0,15	85% 0,074
	Valorile coeficientului k		
85% 25	1,60	1,16	0,50
85% 19	1,92	1,33	0,62
85% 12	2,33	1,52	0,71
85% 6	2,93	1,83	0,80

Capacitatea de prelucrare calculată cu această expresie este folosită și utilizată numai în cazuri fortuite, întrucît datele obținute sînt aproximative.

Determinarea mai exactă a capacității de măcinare are la bază indicatori și date obținute în mod experimental în instalații industriale.

Prin prelucrarea acestor date se folosesc următoarele metode:
— metoda productivității specifice;
— metoda eficienței procesului de măcinare [3].

Acționarea morilor cu bile și determinarea puterii. *Sistemele de acționare* se diferențiază în funcție de mărimea puterii necesare, astfel:
— pentru mori la care puterea necesară nu depășește 3000 kW, se utilizează acționări cu un singur pinion, cu sau fără reductor (fig. 5.7, *a* și *b*);
— pentru instalații de măcinare, la care puterea necesară se situează între 3000 și 8000 kW, se utilizează sisteme de acționare cu două sau

mai multe pinioane, fără reductor sau cu reductor (fig. 5.7, *c* și *d*); la acest sistem, amplasarea coroanei dințate poate fi făcută și pe fusul tubular al morii, ceea ce permite reducerea dimensiunilor transmisiei (fig. 5.7, *e* și *f*);

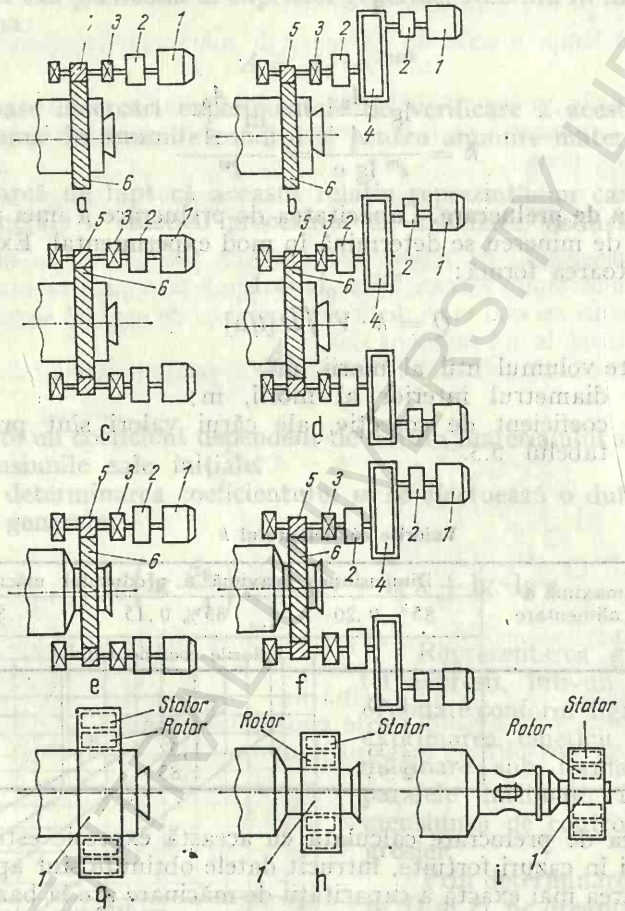


Fig. 5.7. Variantele de acționare a morilor cu bile: *a* — acționare unilaterală pe tambur fără reductor; *b* — acționare unilaterală pe tambur cu reductor; *c* — acționare bilaterală pe tambur fără reductor; *d* — acționare bilaterală pe tambur cu reductor; *e* — acționare bilaterală pe fus fără reductor; *f* — acționare bilaterală pe fus cu reductor; *g* — acționare pe tambur cu motor inelar; *h* — acționare pe fus cu motor inelar; *i* — acționare frontală cu motor inelar; *1* — motor; *2* — cuplaj; *3* — lagăre; *4* — reductor; *5* — pinion; *6* — coroană dințată.

— la puteri de acționare ce depășesc 8000 kW și care ar necesita mai multe pinioane de transmisie, se preconizează utilizarea motoarelor sincrone inelare, montate direct pe tamburul morii, pe fusul inelar

al acesteia, sau amplasat frontal (fig. 5.7, *g*, *h* și *i*). La ultima variantă, legătura între rotorul motorului și fusul inelar al morii se face printr-un arbore intermediar, obturîndu-se partea frontală a fusului; în acest caz descărcarea produsului se efectuează prin orificiile ovale practicate pe periferia fusului inelar.

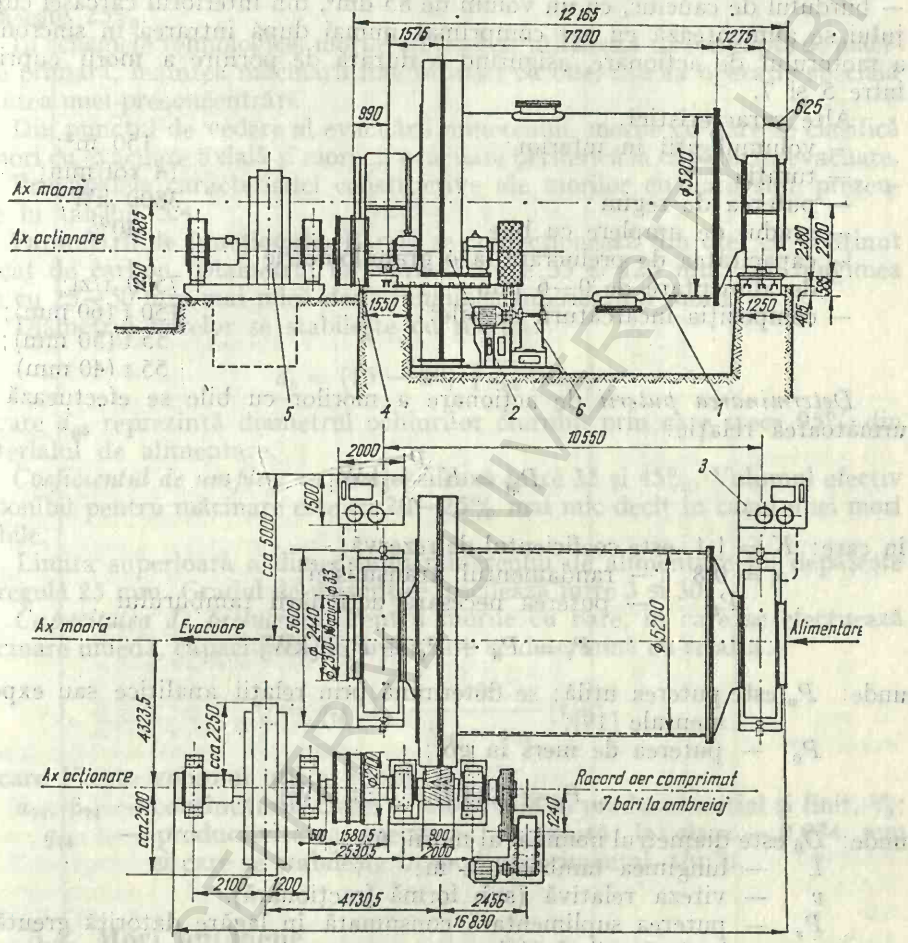


Fig. 5.8. Ansamblul de montaj al morii cu bile 5200×8000 mm (IMGB—R.S.R): *1* — tambur; *2* — coroană dințată; *3* — instalații de ungere; *4* — ambreiaj pneumatic; *5* — motor sincron; *6* — acționare auxiliară.

În figura 5.8 se prezintă ansamblul de montaj al unei mori cu bile de dimensiuni mari ($D \times L = 5200 \times 8000$ mm) construită de I.M.G.-București și destinată uzinelor de preparare de la Moldova Nouă și Roșia Poieni.

În această vàriantă, acționarea se face conform schemei din figura 5.7, *a* prin intermediul unui pinion și a unei coroane dințate, montată pe tambur, de către un motor sincron de 4000 kW, cu o turație de 150 rot/min și alimentat la o tensiune de 6000 V. Transmiterea mișcării de la motor la pinion se efectuează printr-un cuplaj pneumatic de tip AIRFLEX 66 VC 1600, alimentat cu aer comprimat la presiune nominală de 7 bari. Elementul de cuplare — burduful de cauciuc, cu un volum de 85 dm³, din interiorul carcasei cuplajului se alimentează cu aer comprimat numai după intrarea în sincronism a motorului de acționare, asigurînd o durată de pornire a morii cuprinsă între 5 și 7.

Alte caracteristici:

— volumul util în interior: 150 m³;
— turația 14 rot/min;
— puterea de regim 3800 kW;
— gradul de umplere cu bile 40%
— capacitatea de prelucrare la o granulometrie de alimentare de 0—6 mm 7500 t/zi;
— compoziția încărcăturii de bile: 150 t (60 mm); 55 t (50 mm); 55 t (40 mm)

Determinarea puterii de acționare a morilor cu bile se efectuează cu următoarea relație:

$$P_M = K \frac{P_t}{\eta} [\text{kW}]$$

în care: $K = 1{,}1$ este coeficientul de rezervă;
$\eta = 0{,}8$ — randamentul transmisiei;
P_t — puterea necesară acționării tamburului

$$P_t = P_n + P_0 + P_s \quad [\text{kW}]$$

unde: P_n este puterea utilă; se determină prin relații analitice sau experimentale [19];
P_0 — puterea de mers în gol;

$$P_0 = 4{,}24\, D_0 \cdot L \cdot v \, [\text{kW}]$$

unde: D_0 este diametrul nominal al morii, m;
L — lungimea tamburului, m;
v — viteza relativă (sub formă fracționară).
P_s — puterea suplimentară consumată în lagăre datorită greutății încărcăturii de bile:

$$P_s = K_s P_0 \quad [\text{kW}]$$

unde: K_s este coeficient în funcție de dimensiunile și gradul de umplere a morii;

$K_s = 0{,}25$ la mori mici;
$K_s = 0{,}40$ la mori mijlocii;
$K_s = 0{,}60$ la mori mari.

5.3. Mori tubulare cu bare

Construcție. Morile cu bare au construcția aproape identică cu aceea a morilor cu bile, cu evacuare axială directă.

Măcinarea în mori cu bare se utilizează numai pentru măcinarea grobă (peste 0,8 mm), la care conținutul clasei — 0,074 mm, în produsul finit, nu depășește 25%.

În schemele tehnologice, morile cu bare se utilizează ca o treaptă de măcinare primară, înaintea măcinării fine în mori cu bile, sau ca operație specială înaintea unei preconcentrări.

Din punctul de vedere al evacuării minereului, morile cu bare se clasifică în mori cu evacuare axială și mori cu evacuare periferică la capătul de evacuare.

Principalele caracteristici constructive ale morilor cu bare sînt prezentate în tabelul 5.4.

Parametrii de funcționare. Barele se confecționează din oțel cu conținut ridicat de carbon. Diametrul lor variază între 35 și 125 mm, iar lungimea este cu 25—50 mm mai mică decît lungimea interioară a morii.

Diametrul barelor se stabilește cu relația:

$$d_b = (15 - 20)\sqrt{d_{95}}\ [\text{mm}]$$

în care d_{95} reprezintă diametrul ochiurilor ciurului prin care trece 95% din materialul de alimentare.

Coeficientul de umplere cu bare oscilează între 35 și 45%. Volumul efectiv disponibil pentru măcinare este cu 20—25% mai mic decît în cazul unei mori cu bile.

Limita superioară a dimensiunii minereului de alimentare nu depășește de regulă 25 mm. Gradul de mărunțire, oscilează între 3 și 30.

Capacitatea de prelucrare. Pentru morile cu bare, în care se efectuează măcinare umedă, capacitatea de prelucrare se determină cu relația:

$$Q = q_{74} \cdot V \cdot \frac{100}{\beta_{74} - \alpha_{74}}\ [\text{t/h}]$$

în care V este volumul util al morii, m^3;

α_{74}, β_{74} — conținuturile clasei — 0,074 mm în produsul inițial și finit, %;

q_{74} — productivitatea specifică, raportată la clasa — 0,074 mm și care se stabilește în mod experimental, t/m^3h.

5.4. Mori autogene

Măcinarea autogenă a căpătat în ultimele două decenii o dezvoltare. deosebită, ca urmare a creșterii în primul rînd a capacităților de producție.

Măcinarea autogenă înlocuiește cu succes sfărîmarea și parțial chiar unele operații de măcinare clasică.

Principiul măcinării autogene constă în folosirea, în locul corpurilor de măcinat din oțel, a bulgărilor de minereu, din însăși minereul care constituie alimentarea operației de măcinare.

Tabelul 5.4

Mori cu bare

Firma (Țara)	Tipul	Diametrul interior [mm]	Lungimea interioară [mm]	Volumul nominal [m³]	Viteza relativă [%]	Viteza critică [rot/min]	Puterea de acționare [kW]	Greutatea maximă a barelor [kN]	Masa morii [t]	Obs.
U.R.S.S.	MST- 900×1800	900	1800	0,9	60—72	32,0	22	23	5,2	Coeficientul de umplere cu bare 40%
	MST-1200×2400	1200	2400	2,0	„	27,0	45	52	14,0	
	MST-1500×3000	1500	3000	4,0	„	30,0	100	105	23,0	
	MST-2100×3000	2100	3000	8,5	„	19,7	200	220	50,0	
	MST-2700×3600	2700	3600	17,5	„	15,6	400	455	81,0	
	MST-3200×4500	3200	4500	32,0	„	14,46	800	830	140,0	
	MST-3600×5500	3600	5500	49,0	„	13,71	1200	1270	170,0	
	MST-4000×5500	4000	5500	60,0	„	13,02	2000	1500	241,0	
	MST-4500×6000	4500	6000	84,0	„	12,5	2500	2200	220,0	
Nordberg (S.U.A.)	—	3048	3650—4870	—	—	24,9	338—452	152,3—203,3	99,7	—
		3350	3960—5480	—	—	23,7	471—647	201,9—279,5	123,3	
		3650	4260—4870	—	—	22,6	632—721	260,6—298	144,2	
		3650	4870—5790	—	—	22,6	721—857	298—354	154,2	
		3960	4570—5480	—	—	21,7	931—1000	330—396	163,7	
		3960	5480—6400	—	—	21,7	1000—1162	396—462,5	178,2	
		4260	4870—5790	—	—	20,9	1078—1280	410,6—488	208,1	
		4260	5790—6700	—	—	20,9	1280—1483	488—565	225,8	
		4570	5480—6400	—	—	20,1	1450—1693	533—622	227,7	
		4570	6400—7310	—	—	20,1	1693—1932	622—711	244,9	

BCU IAȘI / CENTRUL DE DOCUMENTARE / LIBRARY

În funcție de granulația materialului supus măcinării și de locul operației în fluxul tehnologic, măcinarea autogenă poate fi primară (treapta *I*) sau secundară (treapta *II*).

În primul caz, moara se alimentează cu minereu brut neclasat, în timp ce în cazul măcinării autogene secundare, tehnologia constă în sortarea minereului de alimentare prin intermediul unui ciur. Trecerea fiind introdusă într-o moară cu bare sau cu bile care funcționează în circuit deschis, iar refuzul într-un siloz tampon, constituie bulgării de minereu (corpurile de măcinat) pentru măcinarea autogenă secundară.

În prima treaptă, dimensiunile bulgărilor de măcinare variază între 250 și 700 mm.

La măcinarea autogenă secundară, dimensiunile bulgărilor de măcinare se stabilesc în așa fel încît aceștia să aibă aproximativ aceeași masă ca și bilele care s-ar utiliza în cazul măcinării în mori cu bile.

Aplicarea măcinării autogene, conduce la următoarele avantaje principale:

— eliminarea operațiilor de sfărîmare;
— costuri de exploatare mai reduse;
— investiții inițiale mai reduse.

Caracteristic pentru morile autogene este faptul că gradul de umplere cu minereu nu prezintă o influență importantă asupra produsului finit al măcinării, atîta timp cît moara funcționează în circuit deschis. Tulbureala din interiorul morii are efect de amortizare a loviturilor și în același timp micșorează posibilitățile de frecare dintre bucățile de minereu. În general, dacă în morile autogene crește nivelul tulburelii, scade capacitatea de prelucrare și crește consumul specific de energie.

5.4.1. Tipuri constructive

Din punct de vedere constructiv, morile autogene se deosebesc în primul rînd în funcție de modul de desfășurare a procesului de măcinare — uscat sau umed.

Forma constructivă a morilor autogene diferă și în funcție de treapta în care are loc măcinarea.

Principalele tipuri constructive existente în prezent în practica mondială sînt prezentate în figura 5.9. Așa cum se observă, exceptînd tipul de moară Aerofall (fig. 5.9, *a*) destinată măcinării uscate, toate celelalte tipuri sînt prevăzute cu cameră de evacuare și realizează mărunțirea în mediu umed.

În cadrul acestei categorii predomină două tipuri: morile tip Hardinge cu pereți frontali conici și cu grătarul de evacuare conic (fig. 5.9, *c*) sau plan (fig. 5.9, *f*), precum și mori de tip cilindric cu diferite rapoarte între diametru și lungime. O formă mai originală o prezintă construcția firmei americane Nordberg (fig. 5.9, *e*), care constă în principiu din cuplarea a două mori autogene, astfel încît evacuarea produsului se face la mijlocul ansamblului.

Principalele caracteristici ale morilor autogene și cu bolovani realizate în țara noastră și în U.R.S.S. sînt prezentate în tabelul 5.5.

În figura 5.10 se prezintă ansamblul de montaj al morii autogene $D \times L = 8500 \times 3800$ mm, realizată în România. Acest tip de moară are o capacitate de măcinare de cca, 7500 t/24 h minereuri cuprifere.

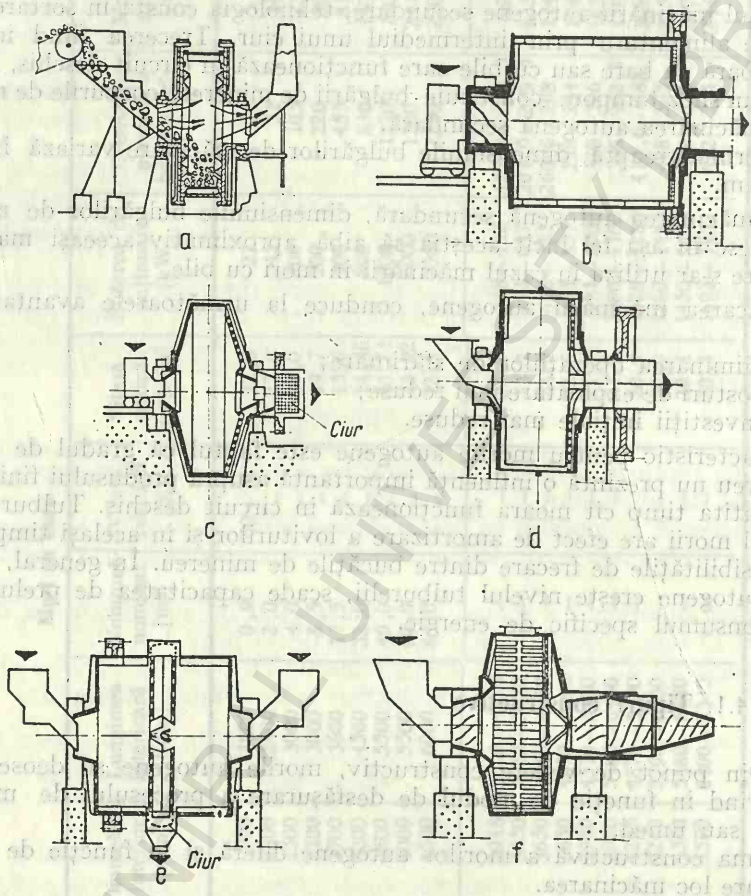


Fig. 5.9. Tipuri constructive de mori autogene: *a* — Aerofall; *b* — Thune; *c* — Hardinge (Loesche); *d* — Allis Chalmers Rockcyl; *e* — Nordberg; *f* — de construcție sovietică.

În ceea ce privește acționarea se execută în două variante: cu motor sincron convențional (de 4000 kW, la o alimentare de 6000 V, cu ambreiaj pneumatic, pinion și coroană dințată montată pe tambur) și cu motor inelar. În figura 5.10 se prezintă prima variantă, cu o turație de regim de 11 rot/min, ceea ce reprezintă 75% din turația critică.

Moara se alimentează cu bulgări de minereu de duritate medie având granulația de 0—250 mm, iar evacuarea tulburelii se face la finețea de 0,074 mm, în proporție de cca. 40%.

Mori autogene și cu bolovani

Tabelul 5.5

Țara	Tipul	Diametrul interior [mm]	Lungimea interioară [mm]	Volumul nominal [m³]	Turația [rot/min]	Puterea de acționare [kW]	Mărimea maximă a corpurilor de măcinat [mm]	Masa morii [t]	Obs.
România	—	4000	3000	27	16	400	170	100,0	autogene
		5000	1900	28	17	400	—	118,0	
		6000	1800	38	15	630	300	160,0	
		8300	3800	200	11	4000	850	595,0	
U.R.S.S.	MMS-21-5	2100	500	1,5	18	40	150	31,7	autogene
	MB-50-18	5000	1800	30	13,5; 18,4	620	300	167,2	
	MMS-70-23	7000	2300	75	13	1600	300—400	382,5	
	MB-90-30	9000	3000	159	8,5; 12,8	3960	500—600	722,5	
	MGR-4000×7000	4000	7000	83	17,8	1600	100—150	309,7	cu bolovani
	MGR-5500×7500	5500	7500	160	—	2×1750	100—150	530,0	
	MGR-4500×6000	4500	6000	83	16,2	2000	100—150	345,0	

În afara bulgărilor se mai utilizează în calitate de corpuri de măcinat și o încărcătură de bile de oțel cu masa cuprinsă între 53 și 70 t masă totală a încărcăturii, ajungînd la cca. 200 t.

Compoziția încărcăturii cu bile pentru masa de 70 t, este de 30 t bile cu Ø 100 mm, 20 t bile cu Ø 80 mm și 20 t bile cu Ø 60 mm.

5.4.2. Determinarea parametrilor principali

Capacitatea de prelucrare la morile autogene primare în mediu umed. Pentru determinarea capacității de prelucrare a morilor autogene primare se utilizează de obicei metodele de referință, la care se cunosc atît capacitatea de prelucrare Q_1 cît și dimensiunile geometrice D_1 și L_1:

$$Q_2 = Q_1\left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{2,6} \cdot \left(\frac{L_2}{L_1}\right)^{0,85} \text{[t/h]}$$

Pentru verificare se mai utilizează și o altă formulă de calcul a capacității de prelucrare și anume:

$$Q = \frac{C \cdot D^{2,6} L \cdot \varphi \cdot \gamma}{W_i\left(\frac{10}{\sqrt{d}} - \frac{10}{\sqrt{D}}\right)} \text{[t/h]}$$

BCU IAȘI / UNIVERSITY LIBRARY

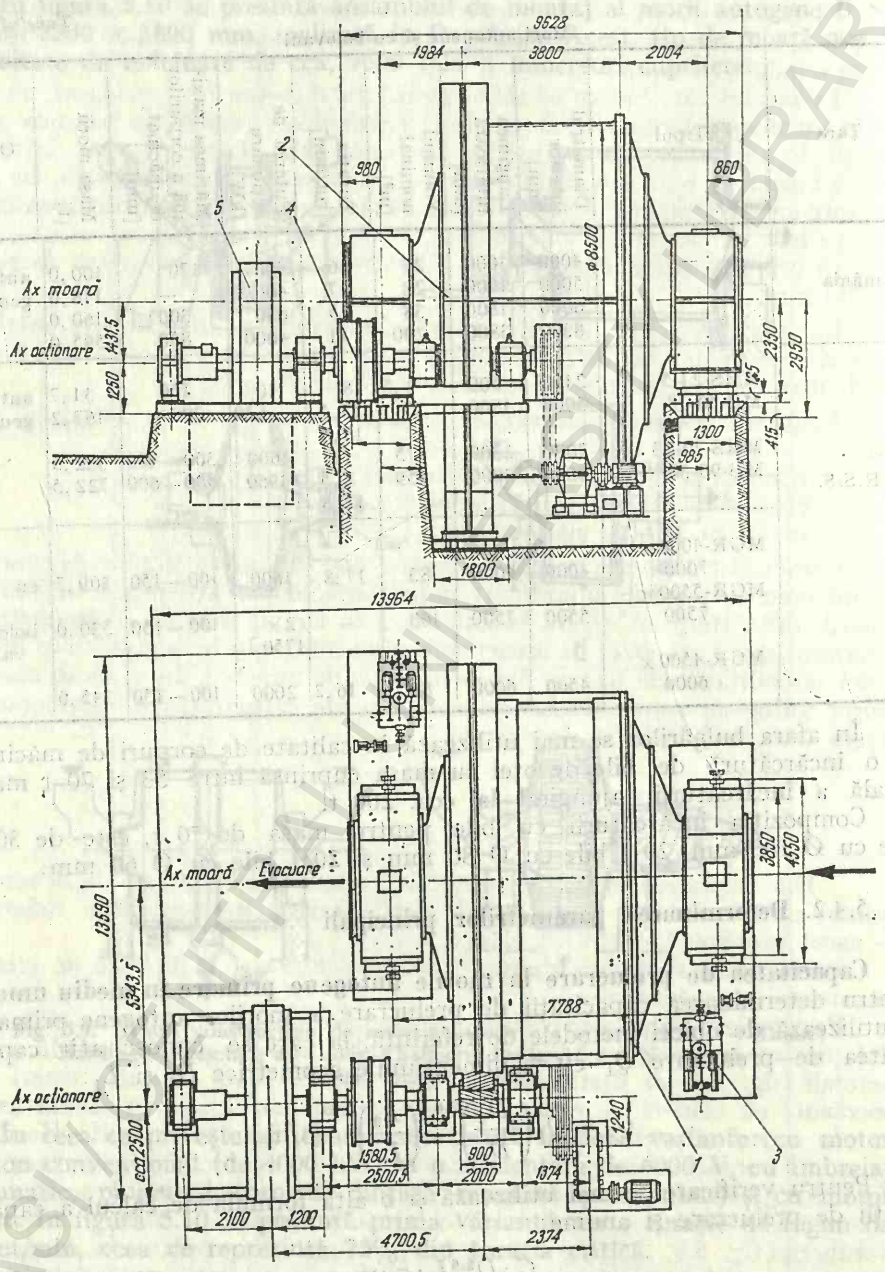


Fig. 5.10. Ansamblul de montaj al morii autogene $D \times L = 8300 \times 3800$ mm: *1* — tambur; 2 — coroană dințată; 3 — instalație de ungere; *4* — ambreiaj pneumatic; *5* — motor sincron de 4000 kW.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

unde: C este o constantă în funcție de felul căptușelii și de densitatea tulburelii în moară;
D, L — dimensiunile interioare, m;
γ — densitatea minereului prelucrat, t/m³;
φ — coeficientul de umplere a morii (sub formă fracționară);
d, D — dimensiunile în microni ale sitei prin care trece 80% din produsul măcinat și respectiv din minereul de alimentare;
W_i — indicele de sfărîmabilitate (Bond-index), kWh/t.

Capacitatea de prelucrare la morile autogene secundare (cu bolovani). În general, morile autogene secundare au aceeași construcție ca și morile cu bile, iar fenomenul măcinării se desfășoară la fel. În acest caz, capacitatea de prelucrare se poate determina orientativ în funcție de capacitatea aceleiași mori, avînd bile în calitate de corpuri de măcinat.

Capacitatea de prelucrare în funcție de capacitatea morii cu bile, este:

$$Q = Q_b \cdot K_p \cdot K_n \cdot K_r \cdot K_c \cdot K_\gamma \cdot K_\varphi \quad [\text{t/h}]$$

în care; Q_b este capacitatea de prelucrare a morii funcționînd cu bile, t/h;
K_p — coeficient ce caracterizează raportul puterilor de acționare în regim autogen și în cel cu bile:

$$K_p = \frac{0{,}0825\gamma + 0{,}175}{0{,}02\gamma + 5}$$

unde: γ este densitatea bolovanilor și a minereului, t/m³;
K_n — coeficient ce caracterizează uzura corpurilor de măcinare;
$K_r = 1{,}07$ — coeficient de corecție a încărcăturii de recirculație:
K_c — coeficient ce caracterizează mărimea corpurilor de măcinat;
K_γ — coeficient care reprezintă scăderea densității tulburelii prin trecerea la regimul autogen;
K_φ — coeficient ce caracterizează creșterea gradului de umplere a morii.

Puterea de acționare. Puterea de acționare se determină atît pentru morile autogene primare cît și în cazul celor secundare, utilizînd aceleași principii ca și în cazul morilor cu bile, luînd în considerare în loc de greutatea încărcăturii cu bile (G_b), greutatea întregii încărcături de minereu (eventual împreună cu bilele de adaos) la morile de măcinare primară și greutatea corpurilor de măcinat în cazul morilor cu măcinare secundară.

În figura 5.11 se prezintă modul de variație a puterii de acționare a morilor autogene primare, în funcție de dimensiunile geometrice ale acestora.

În general, pentru acționarea morilor autogene se utilizează motoare sincrone. Se întîlnesc însă și motoare de curent continuu, cu posibilitatea reglării vitezei.

Datorită puterilor mari ce trebuie transmise, de cele mai multe ori se utilizează două motoare de acționare (fig. 5.12). Datorită diametrelor mari ale tamburilor, varianta de acționare cu motor inelar nu se utilizează la aceste tipuri de mori. Coroana dințată pentru acționare se montează de cele mai multe ori pe fusul de evacuare (fig. 5.12, *a*). Mai rar se întîlnește și varianta montării coroanei pe tambur (fig. 5.12, *b*).

În cazul acționării prin fus și arbore (fig. 5.12, *c*), evacuarea se face prin orificiile periferice ale tamburului montat la capătul fusului, prin care acesta se leagă de arborele de acționare.

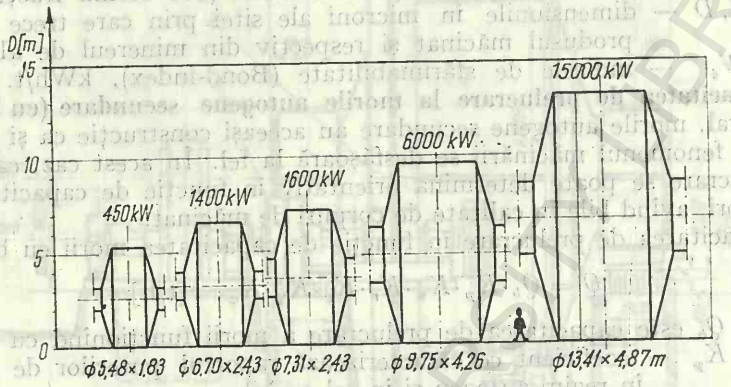


Fig. 5.11. Variația puterii de acționare în funcție de dimensiunile geometrice la morile autogene primare.

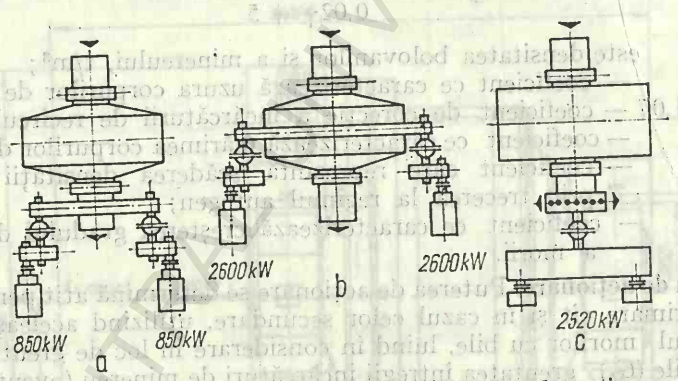


Fig. 5.12. Variante de amplasare a sistemelor de acționare: *a* — acționare prin fusul de descărcare; *b* — acționare prin tambur; *c* — acționare prin fus și arbore.

5.5. Căptușeala morilor cu bile și autogene

Atît la morile cu bile și cu bare, cît și la cele autogene, suprafața interioară se căptușește cu plăci de blindaj din materiale rezistente la uzură. În funcție de gradul de deteriorare, aceste plăci pot fi înlocuite periodic.

Forma și dimensiunile plăcilor de blindaj influențează atît diametrul interior al morii, cît și caracterul mișcării corpurilor de măcinat, respectiv înălțimea lor de cădere și posibilitatea sau imposibilitatea alunecării acestora pe căptușeală.

Profilul plăcilor de blindaj influențează în mare măsură și uzura acestora și de asemenea productivitatea morii, consumul de energie electrică și consumul de corpuri de măcinat.

În prezent la morile cu bile și autogene se utilizează atît căptușelile metalice cît și de cauciuc.

În figura 5.13 se prezintă o mare varietate de forme de plăci de blindaj pentru căptușeală metalică.

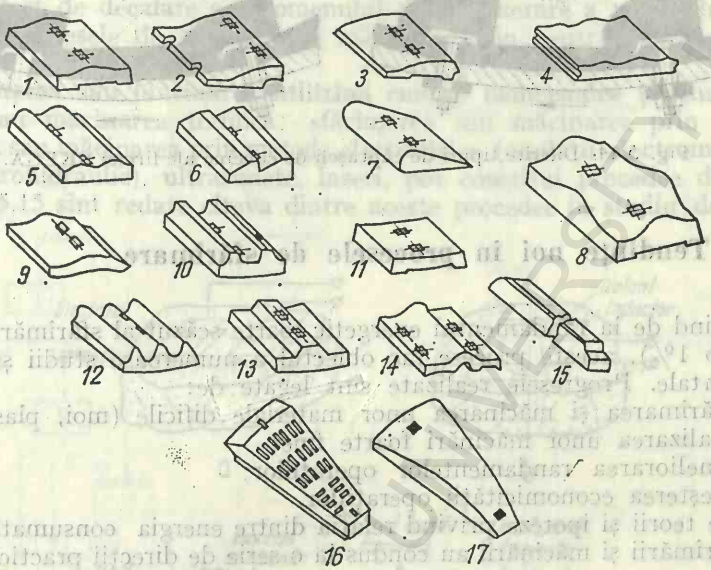


Fig. 5.13. Plăci de blindaj metalice: *1—15* — pentru partea cilindrică; *16* — pentru partea de evacuare; *17* — pentru partea de alimentare.

În ultimii 20 de ani s-a constatat că folosirea cauciucului în locul oțelului, la căptușirea morilor, contribuie la o reducere a cheltuielilor de cca. 2,5 ori. Totodată, datorită atenuării simțitoare a zgomotului de funcționare, căptușeala de cauciuc îmbunătățește condițiile de lucru pentru personalul de deservire.

Experiența firmelor suedeze SKEGA și TRELLERBORG arată că la o moară costul căptușelii de cauciuc este de cca. 2,5 ori mai mic decît în cazul căptușelii cu blindaje de oțel.

Căptușelile de cauciuc rezistă la acțiunea majorității reactivilor, cu excepția uleiurilor minerale în cantități care depășesc 0,5—1‰.

Diferitele tipuri de căptușeli de cauciuc ale firmei SKEGA se prezintă în figura 5.14. Cele patru tipuri de căptușeală au apărut ca o necesitate a interschimbabilității barelor. Tipul *F* și *K* reprezintă primele forme de profile pentru morile produse de firma SKEGA. Tipul *B* reprezintă de fapt tipul *F* asimetric. Tipul *S* se recomandă cu precădere pentru morile cu bare.

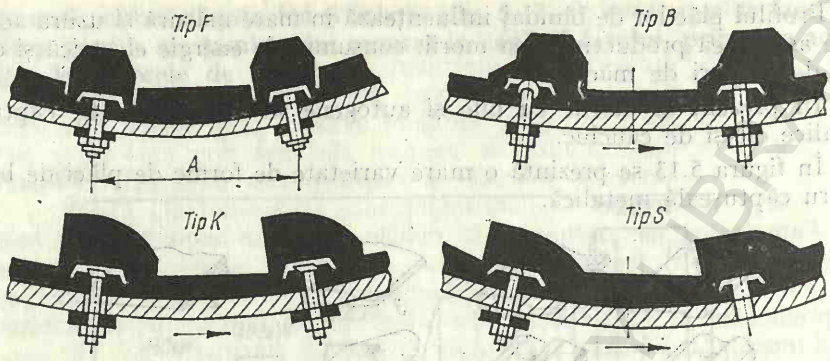


Fig. 5.14. Diferite tipuri de căptușeli de cauciuc ale firmei SKEGA.

5.6. Tendințe noi în procesele de sfărîmare

Pornind de la randamentul energetic foarte scăzut al sfărîmării și măcinării (sub 1%), aceste procese fac obiectul a numeroase studii și cercetări fundamentale. Progresele realizate sînt legate de:

— sfărîmarea și măcinarea unor materiale dificile (moi, plastice);
— realizarea unor măcinări foarte fine;
— ameliorarea randamentelor operațiilor;
— creșterea economicității operațiilor.

Noile teorii și ipoteze privind relația dintre energia consumată și rezultatele sfărîmării și măcinării au condus la o serie de direcții practice:

— metode noi de sfărîmare și măcinare (autogenă, la turații supracritice, cu adaos de agenți fizico-chimici, utilizînd energii nemecanice);
— utilaje noi de sfărîmare și măcinare;
— corpuri de măcinare din materiale nemetalice;
— utilaje noi de sfărîmare și măcinare;
— corpuri de măcinare din materiale nemetalice.

Utilizînd efectul agenților chimici superficial activi asupra distrugerii mecanice a cristalelor și efectul condiționării cu electroliți (Na_2CO_3, Na_2SiO_3, $AlCl_2$, NaOH), agenți cationici (amine, acizi grași), siliconi, abur, acetonă, alcool etilic etc, se poate reduce lucrul mecanic necesar sfărîmării și se evită fenomenul de aglomerare a particulelor fine. Industrial s-a realizat în acest mod sfărîmarea selectivă a sărurilor de potasiu.

Utilizarea agenților fizico-chimici la sfărîmarea (măcinarea) substanțelor minerale utile este posibilă considerînd aceste procese „nu pur mecanice și mecano-chimice. O serie de cercetări (Rehnder, Shepherd) au relevat efectul agenților chimici superficiali activi asupra distrugerii mecanice a cristalelor și au confirmat efectul condiționării cu electroliți asupra ruperii rocilor.

Teoria valențelor reziduale (necompensate generează tensiuni superficiale, dirijate spre interiorul rocii, ce se opun creșterii suprafeței, deci sfărî-

mării) și ipoteza microfisurilor embrionare care preced ruperea rocii pot explica fenomenele. Rolul agenților tensioactivi este de compensare a forțelor reziduale și de a micșora tensiunea superficială a solidului. De asemenea pătrunderea acestora în microfisurile — existente sau produse — echilibrează forțele de coeziune (ce tind să închidă fisura), micșorînd rezistența la sfărîmare a rocii. Mediul activ format prin adaosul substanțelor tensioactive micșorează profunzimea deformațiilor plastice — defavorabile sfărîmării — și are un puternic efect de decalare a fenomenului de aglomerare a particulelor fine, întîlnit în procesele de sfărîmare și măcinare, prin neutralizarea sarcinilor electrice.

Sfărîmarea sau măcinarea utilizînd energii nemecanice și anume: sfărîmarea sau măcinarea termică; sfărîmarea sau măcinarea prin detentă; sfărîmarea sau măcinarea prin metode electrofizice (oscilații electromagnetice, efect electrohidraulic), ultrasunete, laseri, pot constitui procedee de viitor. În figura 5,15 sînt redate cîteva dintre aceste procedee în stadiu de experimentare.

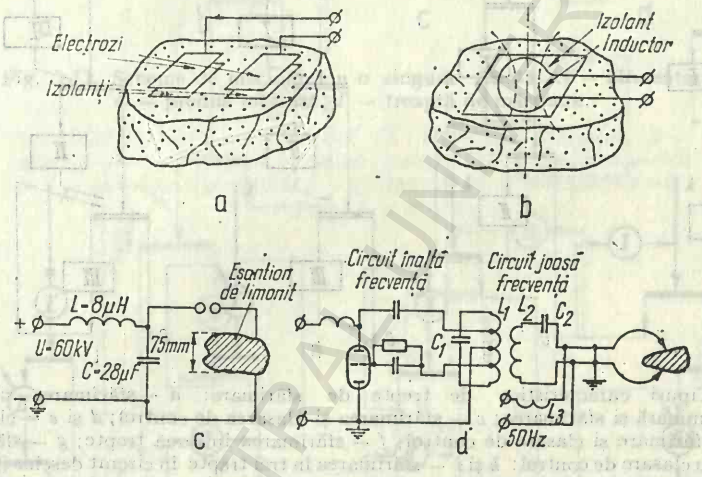


Fig. 5.15. Diferite procedee noi de sfărîmare în stadiu de experimentare: *a* — sfărîmarea unei roci între armăturile unui condensator; *b* — sfărîmarea unei roci printr-un cîmp magnetic; *c* — sfărîmarea prin clacaj electric; *d* — sfărîmarea unei roci prin contact.

5.7. Scheme de sfărîmare și măcinare

Schema de sfărîmare cuprinde de cele mai multe ori operații de clasare preliminară și de control. Operațiile de sfărîmare și de clasare constituie stadiul de sfărîmare, iar totalitatea stadiilor de sfărîmare constituie schema de sfărîmare.

Se deosebesc mai multe tipuri de trepte de sfărîmare. În figura 5.16 se prezintă cele mai caracteristice tipuri.

Schema de măcinare se aseamănă cu schema de sfărîmare prin aceea că lucrează în circuit deschis sau închis cu operația de clasare, formînd o treaptă sau un stadiu de măcinare.

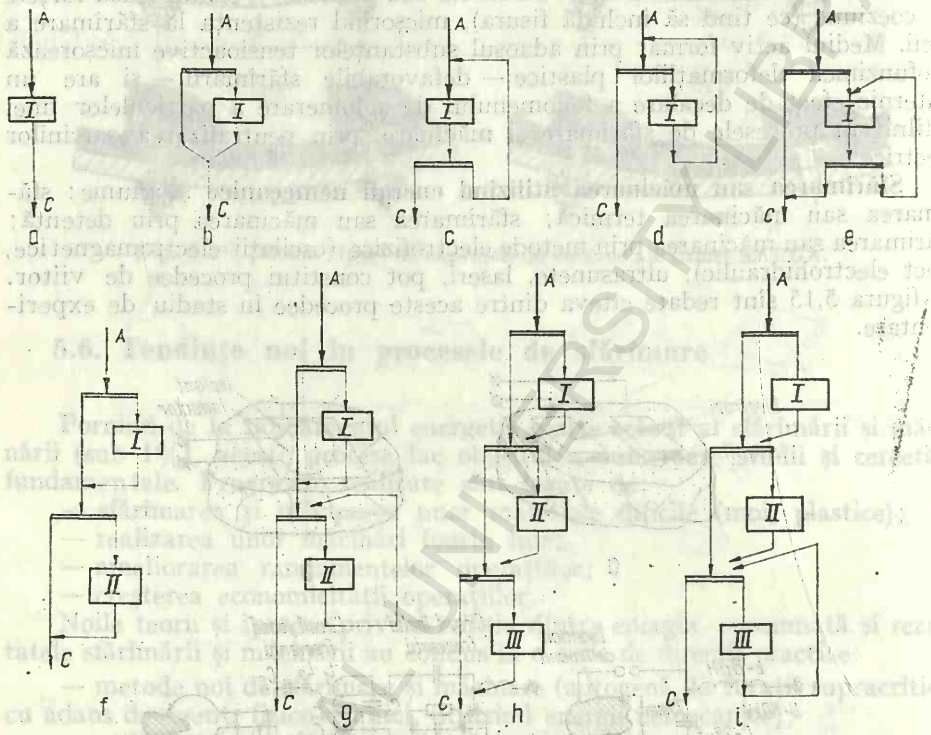


Fig. 5.16. Tipuri caracteristice de trepte de sfărîmare: *a* — sfărîmarea simplă; *b* — clasarea preliminară și sfărîmarea; *c* — sfărîmarea și clasarea de control; *d* și *e* — clasarea preliminară cu sfărîmare și clasare de control; *f* — sfărîmarea în două trepte; *g* — sfărîmarea în două trepte cu clasare de control; *h* și *i* — sfărîmarea în trei trepte în circuit deschis (fără clasare de control) și cu clasare de control; *A* — alimentare cu minereu brut; *C* — produs sfărîmat; *I, II, III* — trepte de măcinare.

Schemele cu o singură treaptă (fig. 5.17) se aplică pentru granulometrii ale produsului măcinat sub 1,2 mm, iar în cazul instalațiilor de preparare cu capacitate mică și pentru granulometrii mai fine de 0,2 mm.

În figura 5.17, *a* se prezintă schema de măcinare, fără clasare de control, care se folosește rar și numai la prepararea monostadială.

Varianta din figura 5.17, *b*, reprezintă schema caracteristică de măcinare-clasare într-un singur stadiu, iar cea din figura 5.17, *c*, o schemă asemănătoare cu deosebirea că materialul de alimentare se introduce mai întîi în clasor. Această schemă se aplică în cazul în care materialul de alimentare conține peste 15% material fin.

În varianta din figura 5.17, *d*, se prezintă o schemă cu o clasare suplimentară de control a granulometriei.

Schemele de măcinare în două trepte (fig. 5.18, *a* ... *d*) se folosesc în cazurile în care sînt necesare granulometrii mai mici decît 0,2 mm. Pentru obținerea unei productivități mari este necesară o repartiție cît mai corectă a încărcăturii între cele două mori.

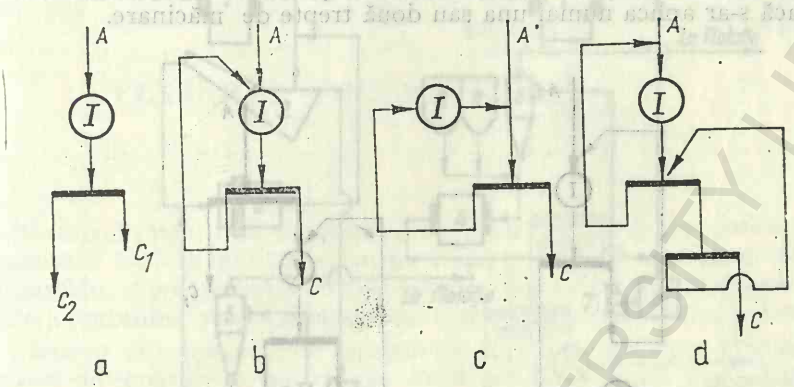


Fig. 5.17. Scheme de măcinare cu o singură treaptă: *A* — alimentare; *C* — produs măcinat; *I* — treaptă de măcinare.

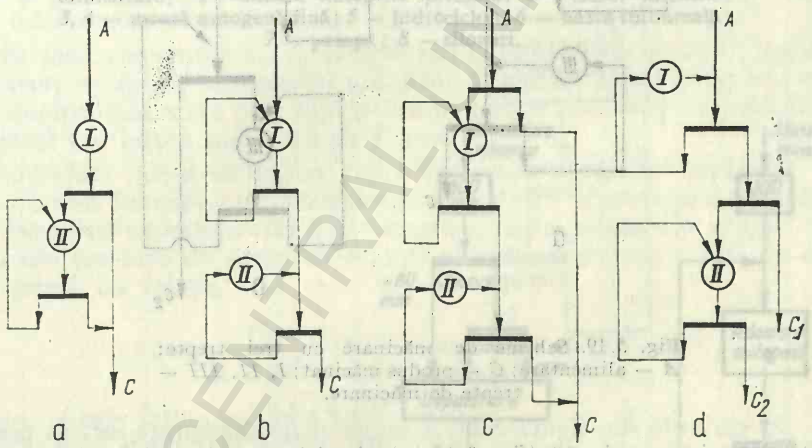


Fig. 5.18. Scheme de măcinare cu două trepte: *A* — alimentare; *C* — produs măcinat; *I*, *II* — trepte de măcinare.

Dacă din prima treaptă va rezulta un produs foarte fin, atunci moara din treapta a doua va fi subîncărcată, iar capacitatea totală va fi redusă. Același lucru rezultă și în cazul în care produsul din prima treaptă va fi mult mai grob, întrucît acesta conduce la supraîncărcarea celei de a doua trepte și respectiv la reducerea pe ansamblu a capacității de măcinare.

BCU CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

În ultimul timp și în special în cazul minereurilor de fier de tipul cuarțitelor feruginoase fin concrescute din zona Krivoi Rog-URSS, sau a tacamitelor din zona Marilor Lacuri — SUA, se aplică trei stadii de măcinare (fig. 5.19) în scopul de a proteja mineralul util-magnetitul, care avînd o duritate mai mică decît a cuarțului poate conduce la pierderi mari sub formă de șlamuri, dacă s-ar aplica numai una sau două trepte de măcinare.

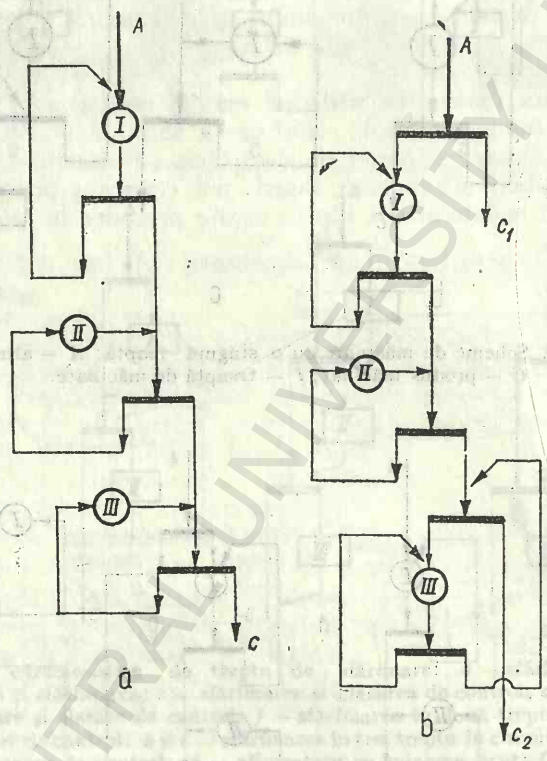


Fig. 5.19. Scheme de măcinare cu trei trepte:
A — alimentare; *C* — produs măcinat; *I*, *II*, *III* — trepte de măcinare.

Atît în prima variantă (fig. 5.19, *a*) cît și în cea de a doua (fig. 5.19, *b*), schemele sînt prevăzute cu clasare finală de control. Aceste scheme se utilizează în cazurile în care finețea produsului finit ajunge la 100% sub 0,074 mm.

Diferite scheme de măcinare autogenă sînt prezentate în figurile 5.20, 5.21 și 5.22. Ele se deosebesc între ele printr-o serie de particularități.

În general, morile autogene primare funcționează într-un flux de măcinare în două trepte, din care prima treaptă în circuit deschis (fig. 5.20, *a*), iar cea de a doua, în circuit închis, conform măcinării clasice în morile cu bile. În varianta din figura 5.20, *b* moara cu bile este înlocuită cu o masă

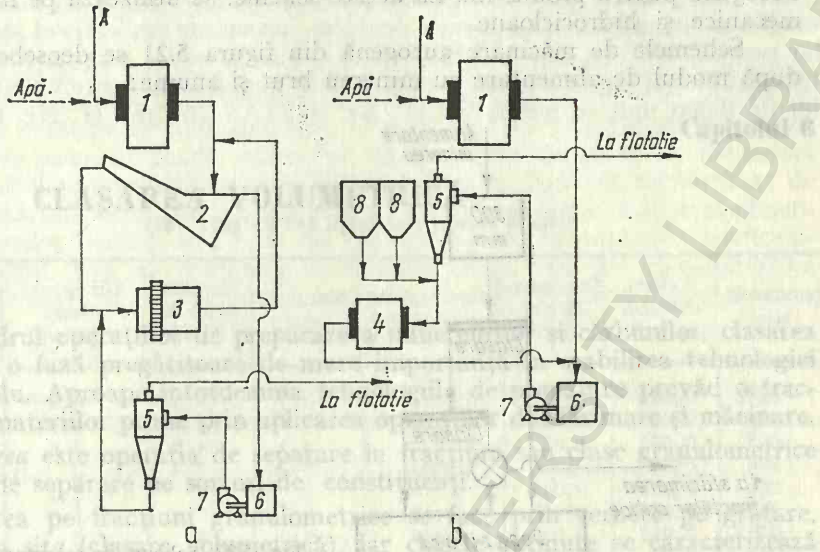


Fig. 5.20. Scheme caracteristice de măcinare autogenă: *A* — alimentare; *1* — moară autogenă primară; *2* — clasor mecanic; *3, 4* — moară autogenă fină; *5* — hidrociclon; *6* — bazin tulbureală; *7* — pompă; *8* — silozuri.

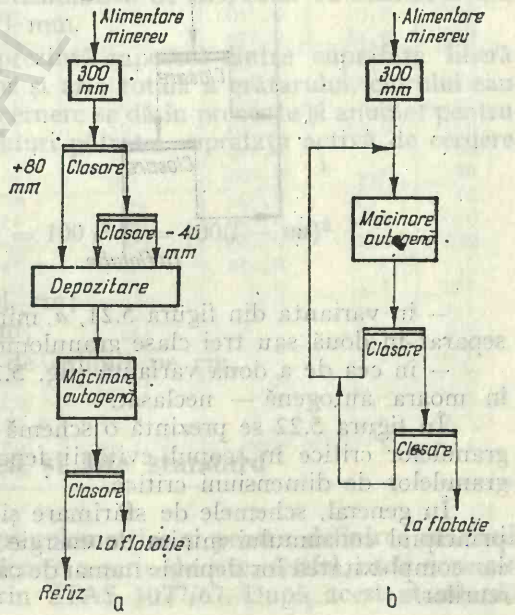


Fig. 5.21. Scheme de măcinare autogenă primară, după modul de alimentare a minereului brut.

BCUCLUJ / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

autogenă pentru produs fin. La aceste scheme, se utilizează pe lîngă clasoare mecanice și hidrocicloane.

Schemele de măcinare autogenă din figura 5.21 se deosebesc între ele după modul de alimentare cu minereu brut și anume:

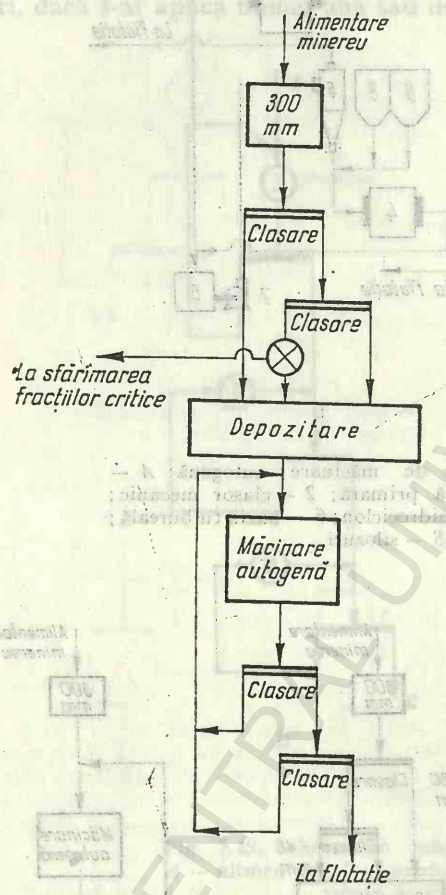


Fig. 5.22. Schema de măcinare autogenă primară cu separarea granulelor critice.

— în varianta din figura 5.21, *a*, minereul de alimentare este în prealabil separat în două sau trei clase granulometrice;

— în cea de a doua variantă (fig. 5.21, *b*) minereul este alimentat direct în moara autogenă — neclasat.

În figura 5.22 se prezintă o schemă de măcinare autogenă cu separarea granulelor critice în scopul evitării fenomenului de acumulare în moară a granulelor de dimensiuni critice.

În general, schemele de sfărîmare și cele de măcinare se stabilesc după principiul consumului minim de energie pentru același grad de dezasociere, iar complexitatea lor depinde numai de caracteristicile fizico-chimice ale minereurilor.

Capitolul 6

CLASAREA VOLUMETRICĂ

În cadrul operațiilor de preparare a minereurilor și cărbunilor, clasarea reprezintă o fază pregătitoare de mare importanță în stabilirea tehnologiei în ansamblu. Aproape întotdeauna tehnologiile de preparare prevăd o fracționare a materiilor prime prin aplicarea operațiilor de sfărîmare și măcinare.

Clasarea este operația de separare în fracțiuni sau clase granulometrice și uneori de separare pe sorturi de constituenți.

Clasarea pe fracțiuni granulometrice se face prin cernere pe grătare, ciururi sau site (clasare volumetrică), iar clasele obținute se caracterizează prin aceea că bucățile care le constituie au dimensiuni cuprinse între anumite limite și prin clasare într-un mediu fluid, apă sau aer (clasare simptotică) pe baza diferențelor vitezelor limită de cădere.

În mod convențional, în țara noastră, prin STAS 1077/67, denumirea de *ciururi* se aplică uneltelor și utilajelor de cernut avînd găuri sau ochiuri cu diametrul mai mare de 1 mm și denumirea de *site*, celor cu ochiuri avînd diametrul sau latura mai mică de 1 mm.

Suprafață activă de cernere reprezintă raportul dintre suprafața liberă egală cu aria fantelor sau ochiurilor și aria totală a grătarului, ciurului sau sitei. De obicei suprafața activă de cernere se dă în procente și anume: pentru o sită din țesătură de sîrmă cu ochiuri pătrate, suprafața activă de cernere se exprimă cu relația:

$$S_a = \frac{l^2}{(l+d)^2} \cdot 100 = 100\, l^2 n^2 = 100(l - nd)^2$$

în care: l este latura ochiului sitei, cm;
d — diametrul sîrmei, cm;
$n = l/(l + d)$ — numărul de ochiuri pe cm.

6.1. Analiza granulometrică și site standard

Pentru executarea analizelor granulometrice și pentru definirea mărimii particulelor solide au fost standardizate o serie de site. Astfel, *sitele normale românești* au fost standardizate prin STAS 1077/67. După acest standard,

sitele sînt definite prin latura ochiurilor și anume printr-un număr egal cu lungimea, în milimetri, a laturii ochiului, urmat de indicativul standardului iar pentru sitele cu latura ochiului sub 1 mm se omite virgula (de exemplu, țesăturile unui ciur cu latura ochiului de 5 mm și a unei site cu latura ochiului de 0,060 mm se indică astfel: Nr. 5 STAS 1077/67 și Nr. 006 STAS

Tabelul 6.1

Site și ciururi românești (STAS 1077—67)

Număr ul sitei	Latura ochiului [mm]	Diametrul sîrmei [mm]	Numărul de ochiuri/cm²	Numărul sitei	Latura ochiului [mm]	Diametrul sîrmei [mm]	Numărul de ochiuri/cm²
0042	0,042	0,030	19 320	3,3	3,3	1,4	4,5
0045	0,045	0,033	15 525	4	4	1,6	
0053	0,053	0,035	12 900	4,5	4,5	1,8	
006	0,06	0,040	10 000	5	5	2	
0063	0,063	0,045	8 575	6	6	2,5	
0075	0,075	0,050	6 400	7	7	2,8	
0085	0,085	0,050	5 486	8	8	3	
009	0,09	0,055	4 900	9	9	3,4	
010	0,10	0,066	3 600	10	10	3,4	
0105	0,105	0,070	3 270	11	11	3,8	
012	0,12	0,080	2 500	12	12	3,8	
0125	0,125	0,100	1 975	13	13	4	
015	0,15	0,100	1 600	15	15	4	
018	0,18	0,110	1 188	16	16	4,5	
020	0,20	0,130	900	18	18	4,5	
021	0,21	0,140	810	20	20	5	
025	0,25	0,170	566	22	22	5	
03	0,3	0,200	400	28	28	5	
0355	0,355	0,220	302	30	30	5,5	
04	0,4	0,240	256	32	32	5,5	
042	0,42	0,280	204	35	35	6	
05	0,5	0,340	142	38	38	6	
06	0,6	0,400	100	40	40	6,5	
07	0,7	0,450	81	42	42	7	
075	0,75	0,500	64	45	45	7	
085	0,85	0,550	50	50	50	7,5	
1	1	0,650	36	55	55	8	
1,2	1,2	0,8	25	60	60	8	
1,4	1,4	0,8	20	65	65	8,5	
1,5	1,5	1	16	70	70	8,5	
1,7	1,7	1	12	75	75	9	
2	2	1	10	80	80	9	
2,5	2,5	1	8,17	85	85	9,5	
2,8	2,8	1,2	6,25	90	90	9,5	
3	3	1,2	5,66	95	95	10	
				100	100	10	

1077—67). În tabelul 6.1 se prezintă caracteristicile principale ale sitelor uzuale folosite în România conform STAS 1077/67, iar în tabelul 6.2 dimensiunile sitelor după diferite standarde.

Analizele de site (ciururi) se folosesc în laborator și instalații atît pentru determinarea compoziției granulometrice a minereurilor și cărbunilor sub formă brută cît și a produselor de sfărîmare, măcinare și de preparare.

Sitele standardizate folosite în preparare sînt constituite dintr-un cilindru de tablă cu diametrul de 200 mm și cu înălțimea de 30—80 mm, cu fundul realizat din țesături de fire metalice. O garnitură de site standardizate de laborator se caracterizează printr-un raport determinat între diametrul ochiurilor sitei premergătoare și al celei următoare. Această regularitate de variație a mărimii ochiurilor de sită este o valoare constantă. Raportul dimensiunii ochiurilor fiecărei site față de cea următoare se numește coeficientul scării sitelor. Cea mai obișnuită serie de site are ca bază sita cu deschiderea ochiurilor de 0,074 mm. Deschiderile succesive mai mari se obțin din precedenta multiplicînd cu rația $\sqrt{2}(1{,}414)$, iar deschiderile succesive mai mici, împărțind cu rația 1,414.

Pentru analize granulometrice mai precise se intercalează și site intermediare, rezultînd împreună cu seria principală, o serie de site cu lungimea laturii ochiului în progresie geometrică cu rația $\sqrt[4]{2}$ (v. col. 8, tabelul 6.2).

6.2. Caracteristicile granulometrice și ecuațiile acestora

Pentru a putea compara mai bine rezultatele determinărilor granulometrice ale diferitelor produse, se construiesc grafice speciale. În cele ce urmează se prezintă cîteva din cele mai obișnuite caracteristici (grafice) granulometrice.

a. **Caracteristicile parțială și cumulative.** Aceste caracteristici se reprezintă grafic după cum urmează:

Caracteristica parțială cu mărimea particulelor în abscisă și cu extracția procentuală pe clase în ordonată (fig. 6.1);

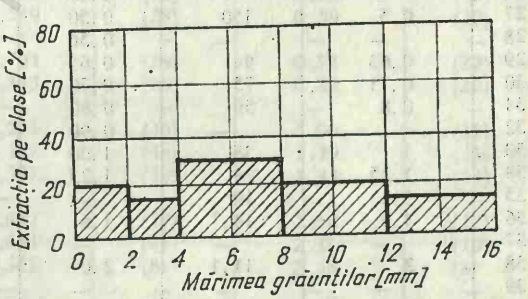


Fig. 6.1. Caracteristica parțială.

Caracteristicile cumulative (sau integrale) și *curba diferențială*, cu mărimea particulelor în abscisă și cu greutățile cumulative procentuale în ordonate (fig. 6.2).

Mărimea țesăturilor de sîrmă cu ochiuri pătrate pentru încercarea

Nr. crt.	România		U.R.S.S.	R.D.Germană și R.F. Germania	Italia	Franța
	STAS 1077-67		GOST 3584-53	DIN-4188 1957	UNI-2332 1963	AFNOR × 11 —501 1968
	Latura interioară a ochiului sau dimensiunea nominală, *L* [mm]	Numărul de ochiuri/cm²	Dimensiunea nominală [mm]	Dimensiunea nominală [mm]	Dimensiunea nominală [mm]	Dimensiunea nominală [mm]
0	1	2	3	4	5	6
1	0,025	40 000	—	—	—	—
2	0,028	35 600	—	—	—	—
3	0,032	30 800	—	—	—	—
4	0,036	26 900	—	—	—	—
5	0,04	23 650	0,040	0,040	0,04	0,04
6	0,045	18 750	0,045	0,045	—	—
7	0,05	14 900	0,050	0,050	0,05	0,05
8	0,056	11 800	0,056	0,056	—	—
9	0,063	9 425	0,063	0,063	0,063	0,063
10	0,071	7 430	0,071	0,071	0,075	—
11	0,08	5 900	0,080	0,080	0,08	0,08
12	0,09	4 700	0,090	0,090	0,09	—
13	0,1	3 760	0,100	0,100	0,1	0,100
14	—	—	0,112	—	—	—
15	0,125	2 380	0,125	0,125	0,125	0,125
16	—	—	0,14	—	0,15	—
17	0,16	1 480	0,16	0,16	0,16	0,16
18	0,18	1 190	0,18	—	0,18	—
19	0,20	950	0,20	0,20	0,20	0,20
20	—	—	0,225	—	0,212	—
21	0,25	600	0,25	0,25	0,25	0,25
22	—	—	0,28	—	0,3	—
23	0,315	377	0,315	0,315	0,315	0,315
24	0,355	302	0,355	—	0,355	—
25	0,4	236	0,40	0,4	0,4	0,4
26	—	—	0,45	—	0,425	—
27	0,5	150	0,50	0,5	0,500	0,5
28	—	—	0,56	—	0,6	—
29	0,63	94	0,63	0,63	0,63	0,63
30	0,71	75	0,70	—	0,71	—
31	0,8	59	0,80	0,8	0,80	0,8
32	—	—	0,90	—	0,85	—
33	1	38	1,00	1,00	1,00	1,00
34	1,25	24	1,25	1,25	1,25	1,25
35	1,4	19	—	—	1,4	—
36	1,6	14,7	1,6	1,6	1,6	1,6
37	—	—	—	—	1,7	—
38	2	11,1	2,0	2,0	2,0	2,0
39	—	—	—	—	2,36	—
40	2,5	8,1	2,5	2,5	2,5	2,5
41	2,8	6,6	—	—	2,8	—
42	3,15	5,1	3,15	3,15	3,15	3,15
43	—	—	—	3,25	—	—
44	4	3,1	—	4,0	4,0	4,0
45	5	2	—	5,0	—	5,0
46	5,6	1,6	—	—	—	—
47	6,3	1,2	—	—	—	—
48	8,0	0,8	—	—	—	—
49	10,0	0,5	—	—	—	—

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

și sortarea matrițelor. Corespondența normelor românești și străine

Anglia		S.U.A.	S.U.A.		
BS410—	1949	Scala	Tejler	ASTM-E11-58T	
Dimensiunea nominală [mm]	Nr. ochiuri/țol	Dimensiunea nominală [mm]	Nr. ochiuri/țol	Dimensiunea nominală [mm]	Nr. ochiuri/țol
7	8	9	10	11	12
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—
—	—	0,038	(400)	0,037	(400)
0,044	(350)	0,043	(325)	0,044	(325)
0,053	(300)	0,053	(270)	0,053	(270)
—	—	—	—	—	—
0,064	(240)	0,061	(250)	0,053	(230)
0,076	(200)	0,074	(200)	0,074	(200)
—	—	—	—	—	—
0,089	(170)	0,088	(170)	0,088	(170)
0,104	(150)	0,104	(150)	0,105	(140)
—	—	—	—	—	—
0,124	(120)	0,124	(115)	0,125	(120)
0,152	(100)	0,147	(100)	0,149	(108)
—	—	—	—	—	—
0,178	(85)	0,175	(80)	0,177	(88)
0,211	(72)	0,208	(65)	0,21	(70)
—	—	—	—	—	—
0,251	(60)	0,246	(60)	0,25	(60)
0,295	(52)	0,295	(48)	0,297	(50)
—	—	—	—	—	—
0,353	(44)	0,351	(42)	0,35	(45)
0,422	(36)	0,417	(35)	0,42	(40)
—	—	—	—	—	—
0,500	(30)	0,495	(32)	0,50	(35)
0,599	(25)	0,589	(28)	0,59	(30)
0,699	(22)	—	—	—	—
0,790	—	0,701	(24)	0,71	(25)
0,853	(18)	0,833	(20)	0,84	(20)
—	—	—	—	—	—
1,003	(16)	0,991	(16)	1,00	(18)
1,204	(14)	0,168	(14)	1,19	(16)
1,405	(12)	1,397	(12)	1,41	(14)
1,600	—	—	—	—	—
1,676	(10)	1,651	(10)	1,68	(12)
2,057	(8)	1,951	(9)	2,0	(10)
—	—	2,362	(8)	2,38	(8)
2,411	(7)	—	—	—	—
2,812	(6)	2,794	(7)	2,83	(7)
3,180	—	—	—	—	(6)
3,353	(5)	2,327	(6)	3,36	(5)
—	—	3,962	(5)	4,0	(5)
—	—	4,699	(4)	4,76	(4)
—	—	5,613	(3,5)	5,66	(3,5)
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Pentru reprezentarea grafică a acestor caracteristici se efectuează analiza granulometrică, iar datele rezultate se centralizează într-o situație de tipul celei prezentate în tabelul 6.3. Se presupune că se utilizează patru site cu ochiurile de 1, 2, 3 și 4 mm, iar greutățile celor cinci fracțiuni rezultate sînt: a_1, a_2, a_3, a_4 și a_5.

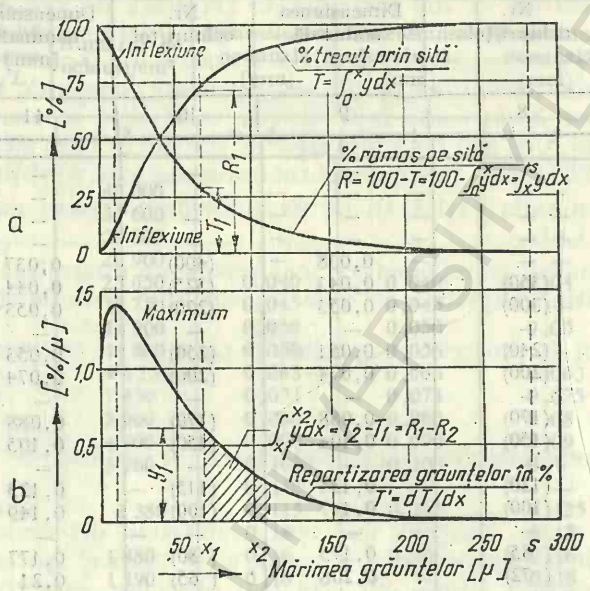


Fig. 6.2. Caracteristici cumulative sau integrale (*a*) și curba diferențială (*b*).

Curba T reprezintă materialul trecut prin sită, iar curba R materialul rămas pe sită. Aceste curbe sînt simetrice față de orizontala de 50% și se întretaie pe această linie. Între ele există relația $R = 100 - T$.

Tabelul 6.3

Analiză granulometrică — minereu mărunt

Mărimea ochilor de la ciur [mm]	Clasa [mm]	Extracția pe clase		Refuz cumulat pe ciur [%]	Trecere cumulată pe ciur [%]
		kg	%		
16	+16	—	—	0	100
12	16—12	4,5	15	15	85
8	12—8	6,0	20	35	65
4	8—4	9,0	30	65	35
2	4—2	4,5	15	80	20
0	2—0	6,0	20	100	—
TOTAL		30,0		—	—

Curba diferențială T' are forma curbei probabilităților, adică a frecvenței valorilor unei mărimi în jurul unei valori medii, cu diferența că forma curbei probabilităților prezintă simetrie față de verticala punctului maxim.

Curba T' este diferențiala curbei T, sau invers, curba T este curba integrală a curbei T'. O anumită ordonată y a curbei T într-un punct de abscisă x reprezintă materialul de mărime inferioară lui x și este prin urmare egală cu suprafața de sub curba T' pînă în dreptul abscisei x.

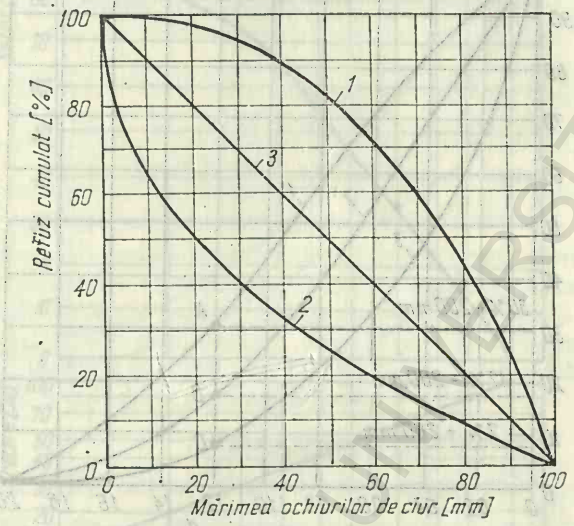


Fig. 6.3. Curbe cumulative caracteristice pentru trei tipuri de minereuri: *1* — minereuri cu granulometrie grobă; *2* — minereuri în care predomină clasele mărunte: *3* — minereuri cu granulație uniformă.

Curbele cumulative au o deosebită utilitate practică, deoarece, forma lor indică compoziția granulometrică. De exemplu, în figura 6.3 sînt prezentate analizele a trei tipuri de minereuri. Curba *1* este caracteristică pentru minereurile în care predomină clasele grobe, în timp ce curba *2* indică o compoziție în care clasele mărunte sînt în proporție mai mare.

b. **Caracteristicile granulometrice ale produselor de sfărîmare în funcție de utilaj sau de duritatea minereurilor.** În figura 6.4 se prezintă compoziția granulometrică pentru trei tipuri de minereuri sfărîmate într-un concasor cu fălci. În abscisă se trece raportul z: (diametrul maxim al clasei respective d asupra dimensiunii gurii de evacuare a concasorului b), respectiv $z = d/b$, iar în ordonată greutățile procentuale. De exemplu, dacă într-un concasor cu deschiderea gurii de evacuare (b) de 200 mm, se sfărmă: minereuri dure (1), de duritate medie (2) și de duritate mică (3); pe baza caracteristicilor prezentate în figura 6.4, se pot determina extracțiile în greutate ale unei anumite clase în produsul sfărîmat. Astfel, pentru clasa 200—240 mm, se determină

raportul $Z = \frac{d}{b} = \frac{240}{200} = 1{,}2$, de unde rezultă ordonatele: $A = 30\% +$ $+ 200$ mm în cazul minereului dur curba *1*); $B = 17\% + 200$ mm pentru minereul de duritate medie (curba *2*) și $C = 7\% + 200$ mm în cazul minereului de duritate mică (curba *3*).

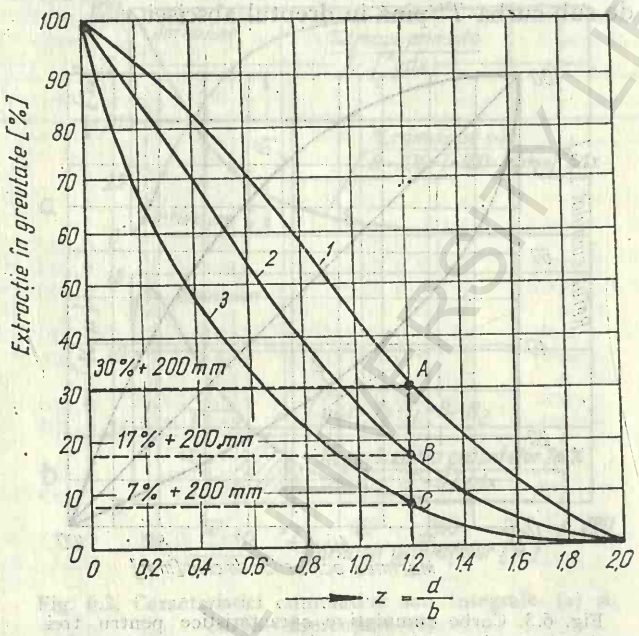


Fig. 6.4. Caracteristicile granulometrice ale produselor de sfărîmare: d — granulometria clasei respective, mm; b — deschiderea gurii de evacuare a utilajului, mm.

c. **Caracteristicile logaritmice.** Pentru caracterizarea și studiul din punct de vedere granulometric al produselor fine, rezultate la operațiile de măcinare, filtrare, decantare etc., se utilizează graficele de coordonate semi-logaritmice, logaritmice și dublulogaritmice.

În cazul graficelor semilogaritmice (fig. 6.5, *a*) pe axa absciselor se trec în scală logaritmică dimensiunile granulelor, iar în axa ordonată în mărimi obișnuite greutățile cumulative procentuale.

Graficul logaritmic (fig. 6.5, *b*) se caracterizează prin faptul că pe ambele axe se prezintă mărimi în scală logaritmică. Datele necesare pentru ridicarea curbelor din figura 6.5 s-au prezentat în tabelul 6.3.

Uneori pentru caracterizarea granulometrică a produselor rezultate de la măcinare este necesară utilizarea unor grafice cu rețea dublu-logaritmică. Pentru ilustrarea acestui caz, în figura 6.6 se prezintă caracteristicile granulometrice ale produselor de măcinare pe baza datelor din tabelul 6.4. În abscisă sînt trecuți logaritmii dimensiunilor particulelor (sitelor), ca

și în cazul graficelor logaritmice, iar pe axa ordonatelor valoarea inversă a graficelor logaritmice, iar pe axa ordonatelor valoarea inversă a refuzului cumulat, logaritmat de două ori $\left(\lg. \lg. \frac{100}{R}\right)$.

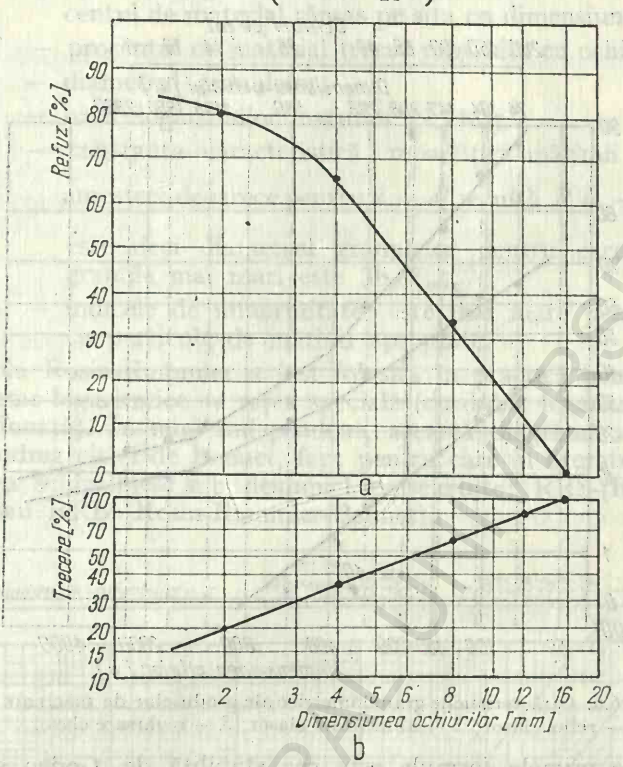


Fig. 6.5. Grafic semilogaritmic (*a*) și logaritmic (*b*).

Tabelul 6.4

Analiza granulometrică a produselor din prima treaptă de măcinare

Clasa [mm]	Refuz cumulat [%]		
	În evacuarea morii	Refuz clasor	Revărsare clasor
+15	1,0	4,8	—
15—6,0	6,0	10,1	—
6,0—2,3	8,8	14,4	—
2,3—1,65	10,0	16,8	—
1,65—1,1	12,5	21,0	—
1,17—0,83	17,2	28,9	—
0,83—0,59	22,4	37,3	0,1
0,59—0,30	36,7	58,7	4,6
0,30—0,21	43,3	67,1	8,4
0,21—0,15	51,4	76,7	14,3
0,15—0,10	61,0	85,3	25,0
0,10—0,074	66,4	89,1	33,0
0,074—0	100,0	100,0	100,0

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

d. **Ecuațiile caracteristicilor granulometrice.** Se cunosc o serie de formule cu privire la variația extracțiilor în greutate a diferitelor clase în funcție de granulometria lor, sau în ceea ce privește variația refuzurilor cumulate în funcție de dimensiunea ochiurilor de clasare.

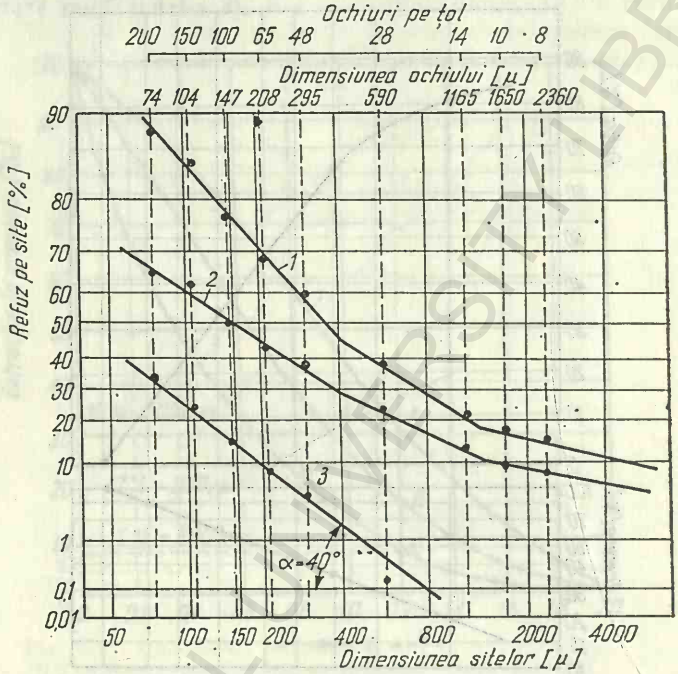


Fig. 6.6. Caracteristicile granulometrice ale produselor de măcinare: *1* — refuz clasor; *2* — alimentare clasor; *3* — revărsare clasor.

Una dintre primele formule este cea stabilită de Goden și Andreev, denumită *„caracteristica cumulativă a trecerilor"*

$$(100 - R) = 100\left(\frac{d}{d_{max}}\right)k$$

în care: R este refuzul cumulat, %;

d_{max} — dimensiunea maximă a ochiurilor pentru care refuzul este zero;

k — coeficient care caracterizează indicele de uniformitate; atunci cînd $k > 1$, curbele au formă convexă; $k = 1$, curbele sînt liniare, iar în cazul cînd $k < 1$, alura curbelor este concavă.

În ultimul timp, pentru caracterizarea granulometrică a produselor de măcinare, se folosește pe scară mare ecuația lui Rosin-Rammler:

$$R = 100\, e^{-\left(\frac{d}{d'}\right)^n}$$

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

sau $$T = 100 - R = 100[1 - e^{-\left(\frac{d}{d'}\right)^n}]$$

în care: R este procentul granulelor de mărime mai mare decît d, sau procentul de material rămas pe sita cu dimensiunea ochiurilor d;

T — procentul de material trecut prin sita cu ochiuri de latură d

d — diametrul granulelor:

e — baza logaritmilor naturali (2,718);

d' — constanta caracteristică repartiției mărimii granulelor în amestec; deoarece pentru $d = d'$ rezultă $R = \frac{100}{e} = 36{,}8\%$ d' este deci diametrul granulelor pentru care procentul de granule mai mari este 36,8%;

n — indicele de uniformitate; este mai mare pentru amestecuri cu particule de mărimi apropiate.

Formula Rosin-Rammler a fost folosită în practică pentru construcția unei diagrame logaritmice cu rețea specială (cu dublă logaritmare a mărimilor din ordonată). În mod independent, această diagramă a fost utilizată atît de Sperling cît și de Bennet, fapt pentru care în literatura de specialitate acestea se întîlnesc sub denumiri prescurtate: RRS-(Rosin-Rammler-Sperling) sau RRB (Rosin-Rammler-Bennet).

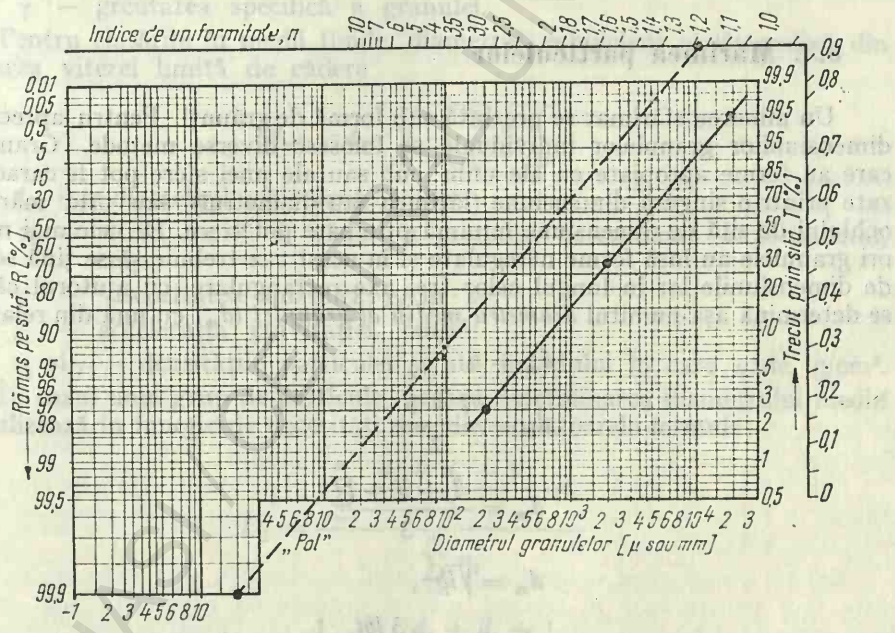


Fig. 6.7. Diagrama Rosin-Rammler-Sperling.

În esență, atît Sperling cît și Bennet au scris ecuația lui Rosin-Rammler sub altă formă;

$$\frac{R}{100} = e^{-\left(\frac{d}{d'}\right)^n}.$$

Dacă această ecuație este logaritmată de două ori se obține:

$$\lg \frac{R}{100} = -\left(\frac{d}{d}\right)^n - \lg e = -0{,}4343\left(\frac{d}{d'}\right)^n$$

$$\lg \cdot \lg \frac{100}{R} = \lg 0{,}4343 + n \lg \frac{d}{d'} = -0{,}3622 + n \lg \frac{d}{d'}$$

în final se ajunge la ecuația:

$$\lg(2 - \lg R) = n \lg d - (0{,}6322 + n \lg d'),$$

care, într-o diagramă în coordonate: $\lg(2 - \lg R) - \lg d$, reprezintă o dreaptă avînd o pantă egală cu indicele de uniformitate n.

Liniatura acestei diagrame este prezentată în figura 6.7. Scara exterioară de sus și din dreapta servește, împreună cu punctul de pe abscisă notat cu *Pol*, la determinarea indicelui de uniformitate. Se duce prin *Pol* o dreaptă paralelă cu cea care reprezintă granulometria amestecului și se citește la intersecție cu scara exterioară valoarea indicelui de uniformitate.

6.3. Mărimea particulelor

Un minereu sfărîmat se prezintă sub formă de grăunți. Pentru aprecierea dimensiunilor granulelor individuale se folosesc diverse metode. Granulele care au forme apropiate cu ale unui cub sau ale unei sfere pot fi caracterizate printr-o singură dimensiune (lățimea sau diametrul), sau prin mărimea ochiului de sită de dimensiune minimă prin care pot trece. De cele mai multe ori granulele au însă forme neregulate și în acest caz trebuie să se țină seama de dimensiunile lor în lungul celor trei axe rectangulare, cu ajutorul cărora se determină așa-numitul *diametru mediu al granulei* (d_m) cu una din relațiile:

$$d_m = b$$

$$d_m = \frac{l + b}{2}$$

$$d_m = \frac{l + b + t}{3}$$

$$d_m = \sqrt{lb}$$

$$d_m = \frac{3\,lbt}{lb + lt + bt}$$

BCU IASI / CENTRUL UNIVERSITAR LIBRARY

$$d_m = \sqrt[3]{lbt}$$

$$d_m = \sqrt{\frac{2\,lb + 2\,bt + 2\,lt}{6}}$$

în care l, b și t sînt distanțele care caracterizează granulele, respectiv lungimea, lățimea și grosimea.

Dacă materialul este foarte fin măcinat, cele trei dimensiuni sînt apropiate între ele, iar măsurarea lor nu poate fi făcută precis. În acest caz, pentru aprecierea ordinului de mărime a granulelor se utilizează o altă mărime convențională denumită *diametrul echivalent* (d_{ech}). Această mărime se bazează pe faptul că fiecare granulă are un volum și o suprafață definită care, dimensional și statistic, variază cu cubul și respectiv pătratul aceleiași dimensiuni liniare. Această dimensiune liniară este *diametrul echivalent.*

În mod convențional se consideră că granulele sînt echivalente cu o sferă care are același volum

$$d_{ech} = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1{,}24\sqrt[3]{V} = 1{,}24\sqrt[3]{\frac{G}{\gamma}}$$

unde V este volumul granulei;

G — greutatea ganulei;

γ — greutatea specifică a granulei.

Pentru clasările în medii fluide, diametrul echivalent se determină din valoarea vitezei limită de cădere

$$d_{ech} = d_{St} \cdot \sqrt{\frac{18\,v_0\,\eta}{g(\gamma_1 - \gamma_2)}}$$

unde d_{St} este diametrul echivalent *Stockes*;

v_0 — viteza limită de cădere a granulei, determinată experimental, cm/s;

η — viscozitatea dinamică, g/cm · s;

g — accelerația gravitației, cm/s²;

γ_1 și γ_2 — densitățile particulei și ale lichidului în care cade, g/cm³.

În cazul unui grup de particule, pentru determinarea diametrului mediu se utilizează în funcție de necesități una din următoarele formule:

$$D_1 = \frac{\sum_{i=1}^{m} \frac{d_i + d_i + 1}{2} \cdot n_i}{\sum_{i=1}^{m} n_i}$$

$$D_2 = \frac{1}{100} \sum_{i=1}^{m} \frac{d_i + d_i + 1}{2} \cdot v_i$$

$$D_3 = \frac{100}{\sum_{i=1}^{m} \frac{2}{d_i + d_i + 1} \cdot v_i}$$

$$D_4 = \frac{100}{\sum_{i=1}^{m} \frac{\ln d_{i+1} - \ln d_i}{d_{i+1} - d_i} \cdot v_i}$$

în care: d_i și d_{i+1} reprezintă diametrul minim, respectiv maxim al unei clase;
v_i — greutatea clasei respective în procente din greutatea totală a produsului;
n_i — numărul de particule dintr-o clasă.
m — numărul claselor separate.

6.4. Principiile clasării volumetrice

Clasarea volumetrică reprezintă operația de separare în clase după volum a substanțelor minerale utile care se prezintă sub formă granulară. De cele mai multe ori prin clasarea volumetrică se realizează următoarele scopuri:

— raționalizarea operațiilor de sfărîmare (în circuitele de sfărîmare-clasare);
— pregătirea unor produse finite care din punct de vedere granulometric corespund cerințelor de utilizare;
— preconcentrarea sau concentrarea în una din clase a unor minerale care au o friabilitate diferită față de a celorlalți componenți mineralogici ai materialului supus clasării.

Clasarea volumetrică mai este utilizată în cadrul operațiilor de spălare deșlamare și chiar desecare pentru eliminarea apei și a argilelor fine amestecate cu apa. Operația de clasare volumetrică se realizează în principiu prin alimentarea materialului de clasat, pe o suprafață de ciuruire, prevăzută cu ochiuri de dimensiuni potrivite și obligîndu-l să circule pe aceasta. În deplasare bulgării și granulele de dimensiuni mai mari decît ochiurile (golurile) suprafeței de ciuruire cad prin acestea, constituind *trecerea* ciurului, în timp ce materialul mai mare va rămîne pe suprafața de ciuruire formînd *refuzul*.

În practică, datorită imperfecțiunii clasării, în refuzul ciururilor rămîn cantități variabile de granule ale căror dimensiuni sînt mai mici decît ale ochiurilor suprafeței de ciuruire. De obicei rămîn în refuz particulele cu diametru de peste 0,7 l (l fiind latura ochiului de la ciur).

Cantitatea de material cu dimensiuni mai mici decît ochiurile ciurului rămasă în refuz se numește „subgranulație" și se exprimă în procente din greutatea totală a refuzului.

Există cazuri cînd ochiurile suprafeței de ciuruire sînt deformate sau uzate fapt pentru care în trecere apar și granule cu diametrul mai mare decît acela al ochiurilor suprafeței de ciuruire. Această cantitate de material se numește „supragranulație" și se exprimă în procente din greutatea totală

a trecerii.

Cînd dispozitivul de ciuruire este prevăzut cu un număr de n suprafețe de ciuruire, care au ochiurile de dimensiuni diferite, se obțin prin clasare $n + 1$ clase diferite.

6.4.1. Factorii care influențează ciuruirea

Rezultatele clasării volumetrice depind de o serie de factori care pot fi grupați pe de o parte în funcție de caracteristicile fizice ale materialului tratat și pe de altă parte în funcție de condițiile de lucru.

Dintre proprietățile fizice ale materiilor prime care influențează ciuruirea menționăm: forma și dimensiunea granulelor, repartiția granulometrică, umiditatea materialului și altele.

Condițiile de lucru care influențează operația de clasare sînt: suprafața utilă de cernere, forma și dimensiunile ochiurilor sitei, alimentarea sitei cu material, viteza și modul mișcării materialului pe sită etc.

Influența formei granulelor. Forma granulelor influențează în toate cazurile procesul de ciuruire. Cele mai mari dificultăți apar la ciuruirea materialelor al căror constituienți (granule) au o formă aciculară, solzoasă sau plată (azbest, mică, talc, șisturile cărbunoase etc). Chiar dacă ochiurile sitei permit trecerea completă a acestor granule, din cauza vibrațiilor ele trec în straturi superioare ale materialului care circulă pe sită, evacuîndu-se în refuz. Cele mai bune rezultate se obțin în cazul materialelor în care granulele supuse clasării au forme sferice sau poliedrice.

Influența compoziției granulometrice. Compoziția granulometrică a materialelor supuse clasării influențează în mod direct procesele tehnologice de preparare cum sînt: sfărîmarea, clasarea, măcinarea, concentrarea, desecarea, uscarea etc. În cazul ciuruirii s-a constatat că granulometria poate influența, cu pînă la 300%, producția specifică a sitei. Granulele cu diametrul $d < 0{,}7\ l$ (l fiind latura ochiului sitei) trec ușor prin deschiderile acesteia și nu influențează randamentul de clasare. De asemenea, granulele cu diametrul $d > 1{,}5\ l$, trec repede în lungul suprafeței de ciuruire și nu împiedică procesul. Granulele care provoacă dificultăți la cernere sînt cele care au dimensiuni apropiate de cele ale ochiurilor sitei ($0{,}7\ l < d < 1{,}5l$). Aceste granule conduc la înfundarea sitei, micșorarea producției și reducerea randamentului de separare. Influența granulelor dificile este cu atît mai mare cu cît materialul are o finețe mai mare. Datorită acestui fapt, clasarea volumetrică a materialelor măcinate sub 0,2 mm este greu de realizat în practică.

Influența umidității materialului de ciuruit. Capacitatea și randamentul de ciuruire sînt direct influențate de umiditatea materialului, care la un conținut ridicat de apă favorizează lipirea granulelor între ele și de suprafața de ciuruire, înfundarea ochiurilor, blocarea colțurilor, reducerea suprafeței și eficienței de clasare. Întrucît granulele fine au o suprafață specifică mare, ele reține și un volum mare de apă care favorizează aglomerarea și lipiturile.

Influența factorilor care depind de condițiile de lucru. Factorii care influențează clasarea și care depind de aparatele utilizate și de condițiile de lucru ale acestora au, de asemenea, o importanță deosebită.

— Raportul dintre suprafața golurilor și suprafața totală de ciuruire, care trebuie să fie cît mai mare, contribuie la creșterea sau reducerea capacității. De exemplu, un grătar cu bare longitudinale groase de 20 mm și distanțele la 80 mm are o suprafață liberă de 80%, în timp ce dacă aceluiași grătar i se adaugă și bare transversale la o distanță între ele tot de 80 mm, în acest caz suprafața liberă se reduce la 64%.
— Modul de alimentare a ciurului trebuie să se facă uniform pe suprafață și cu un debit cît mai constant.
— Mișcarea materialului și a utilajului: pe ciur materialul trebuie să se deplaseze uniform și prin salturi astfel încît granulele mai mici să aibă posibilitatea de a ajunge la suprafața de cernere. La utilajele vibrante, frecvența și amplitudinea cursei se stabilesc în funcție de mărimea granulelor.
— Înclinarea suprafeței de clasare constituie, de asemenea, un factor principal. Acesta se stabilește în funcție de tipul aparatului de clasare și de caracteristicile fizice ale materialului.

6.4.2. Ecuațiile procesului de clasare

Parametrul cel mai important al procesului de clasare îl constituie „randamentul de clasare", care se determină prin raportul dintre cantitatea de material trecută prin ciurul respectiv și întreaga cantitate de material de aceeași granulație conținută în materialul de alimentare.

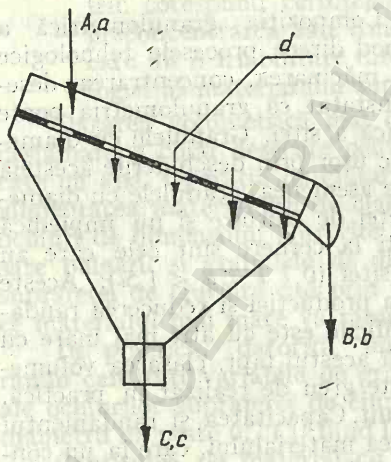


Fig. 6.8. Schema procesului de clasare: A — alimentare, t/h; B — produsul din refuz, t/h; C — produsul din trecere, t/h; a, b, c, — conținuturile de material mărunt, cu dimensiune egală cu diametrul ochiurilor ciurului, %; d — diametrul sau latura ochiurilor ciurului, mm.

În figura 6.8 se prezintă schema procesului de clasare.

Dacă C este greutatea produsului trecut prin ciur, de mărime maximă — d, mm (unde d este diametrul ochiurilor ciurului), iar C_1 — greutatea întregului material aflat în minereul inițial adus pe ciur, de aceeași mărime (d, mm), în acest caz randamentul clasării (ciurului) poate fi exprimat prin relația:

$$\eta = \frac{C}{C_1} \cdot 100$$

În practică este însă greu de a manevra și cîntări produsul trecut prin ciur și pentru a evita mai multe cîntăriri și analize de site, se recurge la determinarea randamentului pe baza datelor obținute prin simple analize de site. În conformitate cu schema din figura 6.8 pentru aceasta se utilizează următoarele ecuații de bilanț:

$$A = B + C$$

$$Aa = Bb + Cc$$

sau

$$A(a - b) = C(c - b)$$

de unde rezultă extracția în greutate a produsului din trecere:

$$v = \frac{C}{A} \cdot 100 = \frac{a - b}{c - b} \cdot 100$$

Presupunînd că $c = 100\%$ rezultă:

$$C = \frac{A(a - b)}{100 - b} \cdot 100$$

dar am văzut că randamentul de clasare este:

$$\eta = \frac{100\,C}{A \cdot a} \cdot 100$$

sau înlocuind pe C cu valoarea sa obținem:

$$\eta = \frac{100\,(a - b)}{a(100 - b)}\,100\,[\%]$$

Metoda de determinare a randamentului de clasare constă în a colecta pe fiecare schimb cîte o probă medie pentru analiză de sită din materialul de alimentare și din produsul de refuz, tăind atît fluxul de material care vine pe ciur cît și fluxul produsului din refuz la fiecare 20—30 min. Proba medie obținută pe perioada de circa 6 ore se cere pe sita de control a cărei dimensiune a ochiurilor este egală cu dimensiunea ochiurilor ciurului, apoi se calculează conținutul procentual de material mărunt în materialul inițial și în refuz.

De exemplu, cînd conținutul de material mărunt în alimentarea ciurului rezultă de 50%, iar conținutul aceluiași material în refuz este de numai 10%, atunci randamentul ciurului va fi egal cu:

$$\eta = \frac{10\,000\,(a - b)}{a(100 - b)} = \frac{10\,000\,(50 - 10)}{50(100 - 10)} = 88{,}8\%.$$

6.5. Aparate de clasare volumetrică

Aparatele de clasare volumetrică sînt reprezentate de instalații sau mașini care se utilizează pentru separarea materialelor sfărîmate după dimensiunea bucăților în produse de diferite mărimi granulometrice, cu ajutorul suprafețelor calibrate de clasare și care reprezintă de fapt organul de bază al ciururilor.

Aparatele de clasare se caracterizează prin unele părți constructive mai deosebite și anume:

a) după forma geometrică a suprafeței de clasare; în acest caz, suprafețele de clasare se realizează sub formă plană, cilindrică, tronconică etc.;

b) în funcție de poziția suprafeței de clasare, după care aparatele se clasifică în ciururi cu suprafața înclinată și orizontală;

c) după caracterul mișcării suprafeței de clasare sau a elementelor acesteia; din acest punct de vedere aparatele de clasare se împart în ciururi cu suprafață fixă și ciururi mobile.

Un alt criteriu de clasificare a aparatelor de clasare îl constituie și metoda de realizare din punct de vedere tehnologic a clasării. În figura 6.9 se prezintă cele trei metode de clasare volumetrică (prin trecere, prin refuz și clasare mixtă).

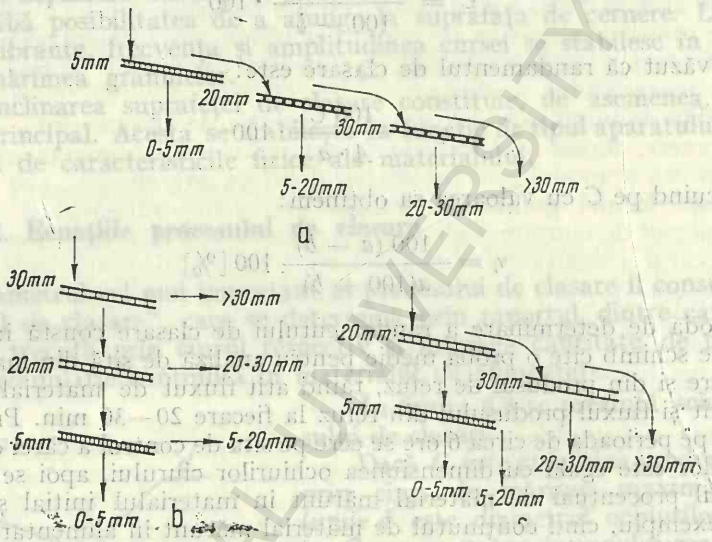


Fig. 6.9. Metode de clasare volumetrică; *a* — prin trecere; *b* — prin refuz; *c* — mixtă.

Clasificarea cea mai utilizată este cea care ține cont de caracterul mișcării ca parametru de bază, de forma și poziția suprafeței de clasare ca indicatori auxiliari.

Astfel, aparatele de clasare se împart în două mari categorii:

grătare

— fixe, înclinate sau orizontale;

— mobile, înclinate sau orizontale;

ciururi

— cu suprafața de clasare cilindrică sau tronconică;

— cu suprafața de clasare plană: fixe; oscilante; vibrante; semivibrante.

6.5.1. Grătare

Grătarele sînt utilizate pentru clasarea materialelor de dimensiuni mari, înainte și eventual după prima treaptă de sfărîmare. Ele se construiesc în

general din bare metalice de oțel forjat, așezate în paralel, la distanțe care pot varia după caz, între 50 și 300 mm.

Grătare fixe (fig. 6.10). Acest tip de aparate de clasare sînt folosite mai mult la minereuri și mai puțin la cărbuni. Se confecționează din bare de oțel *1*, stînse cu șuruburi transversale *2* și distanțele de manșoane *3*. Pentru a preîntîmpina înfundarea grătarelor se adoptă o anumită secțiune transversală a barelor în formă de pană, trapez, săgeată sau altele (fig. 6.11). Înclinarea grătarelor fixe variază între 0 și 50°. În cazul în care pe grătar se practică

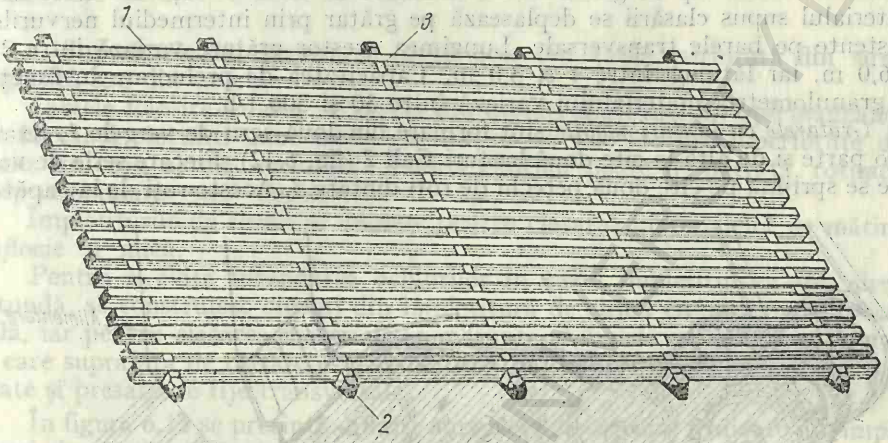


Fig. 6.10. Grătar fix

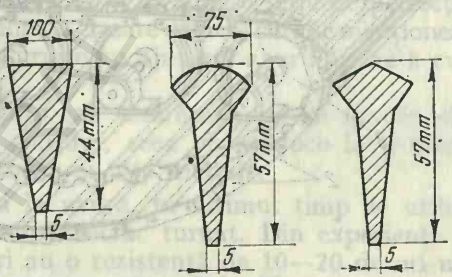


Fig. 6.11. Secțiuni de bare folosite la grătare.

și spargerea bulgărilor de dimensiuni mari, înclinarea nu trebuie să depășească 10—15°. Lungimea grătarelor fixe variază între 2, 5 și 4 m, iar lățimea între 1, 5 și 2 m. Capacitatea de prelucrare a acestor aparate de clasare variază între 40 și 50 t/h și m² de grătar. Au avantajul că prezintă simplitate, rezistență la uzură, suprafață liberă mare, nu necesită întreținere și nici consum de energie. Ca dezavantaje, realizează o clasare mai puțin perfectă (bucățile plate și lunguiețe trec printre bare) și necesită înălțime mare pentru montare.

Grătare mobile. Se cunosc mai multe tipuri de grătare mobile (cu bare longitudinale sau transversale mobile, cu lanțuri etc). Acest tip de grătare se

utilizează mai mult la clasarea cărbunilor, deoarece au o funcționare liniștită care nu degradează bucățile mari.

La minereuri se folosesc mai rar, întrucît bucățile de minereu fiind dure și cu rezistență ridicată se înțepenesc între bare și le deformează.

Grătarele cu bare longitudinale mobile sînt construite din grupuri de bare lungi care sînt puse în mișcare de excentrice. Aceste aparate de clasare au lungimea de circa 3,0—3,5 m, lățimea de 1,25—1,50 m, turația de 30—80 rot/in, puterea de circa 2 kW, iar capacitatea în jur de 30 t/h.

Grătarele cu bare transversale mobile se folosesc mai mult la clasarea cărbunurilor. Acest tip de grătar are o înclinare de circa 5° față de orizontală. Materialul supus clasării se deplasează pe grătar prin intermediul nervurilor existente pe barele transversale. Lungimea acestor grătare variază între 2,0 și 6,0 m, iar lățimea între 1 și 3,0 m. Capacitatea de prelucrare în funcție de granulometria materialului variază între 30 și 300 t/h.

Grătarele cu lanțuri mobile sînt formate din două serii de vergele *1*, fixate de o parte și de alta la cîte două lanțuri Gall *2* (fig. 6.12). Fiecare serie de vergele se sprijină pe cîte două perechi de roți dințate *3*. Aceste roți de la capătul

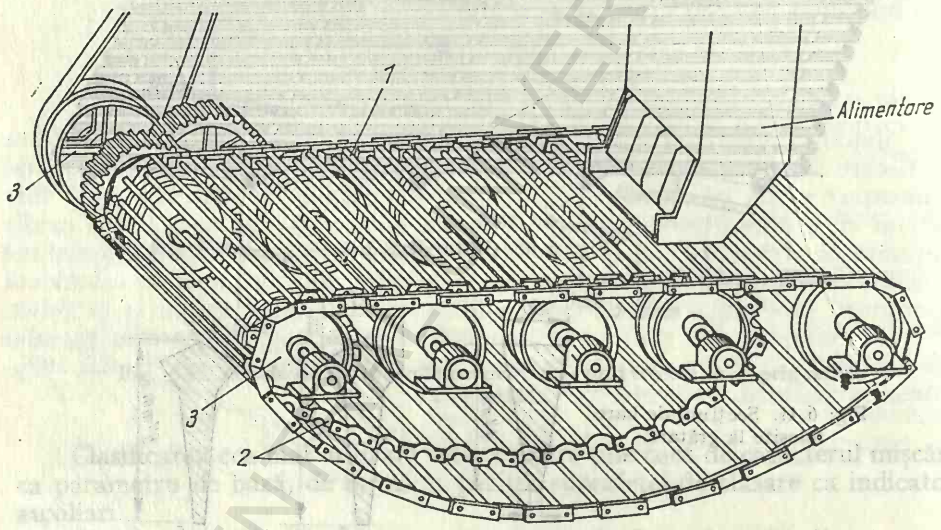


Fig. 6.12. Grătar cu lanțuri mobile.

de evacuare sînt în același timp și roți motoare. O pereche de lanțuri este mai lungă decît cealaltă, astfel că se sprijină pe cinci perechi de role. iar perechea de lanțuri mai scurtă, numai pe patru.

Ciuruirea se realizează ca urmare a faptului că vergelele celor două perechi de lanțuri sînt intercalate prin spațiul creat între ele. Materialul care trece prin deschiderile dintre bare este colectat sub grătar, iar bucățile mai mari, care formează refuzul, sînt transportate și colectate la capătul grătarului. Grătarele cu lanțuri nu se recomandă pentru clasarea materialelor umede deoarece se înfundă cu ușurință. Se utilizează în general grătare cu lungimi de 1,0—1,35 m

și cu lățimi de 0,6—1,6 m. Deschiderile dintre bare variază între 30 și 200 mm. Viteza de mișcare a suprafeței de clasare este de 0,35—0,45 m/s, iar capacitatea grătarului, în funcție de deschiderea dintre bare, de 80—150 m^3/m^2 și oră.

Avantajele grătarelor mobile sînt: clasare uniformă, funcționare fără zgomot și consum redus de energie.

Dintre dezavantaje se menționează întreținere greoaie (ungere continuă) și construcție complicată.

6.5.2. Ciururi

a. **Suprafețele de ciuruire** se construiesc din tablă perforată din sîrmă împletită sau din cauciuc turnat.

Tablele folosite se aleg de obicei din oțeluri aliate sau din oțel manganos, iar în cazul ciuruirii unor materiale umede se folosesc table perforate din bronz fosforos, alamă sau cupru. Forma găurilor poate fi: pătrată, rotundă, dreptunghiulară sau eliptică.

Împletiturile de sîrmă se folosesc pentru clasarea materialelor de mărime mijlocie și mică.

Pentru a evita înfundarea ochiurilor în cazul împletiturilor din sîrmă rotundă, se construiesc ciururi din împletitură de sîrmă cu secțiune trapezoidală, iar pentru clasarea materialelor mărunte și umede, se utilizează ciururi la care suprafața de clasare este constituită din lamele de bronz fosforos profilate și presate de tije transversale.

În figura 6.13 se prezintă diferite suprafețe de ciuruire realizate din împletituri de sîrmă și din lamele de bronz fosforos.

În cazul materialelor umede și fine s-au adus o serie de perfecționări în scopul îmbunătățirii randamentului de clasare printre care se menționează;

— încălzirea suprafeței de ciuruire cu ajutorul aburului sau a curentului electric;

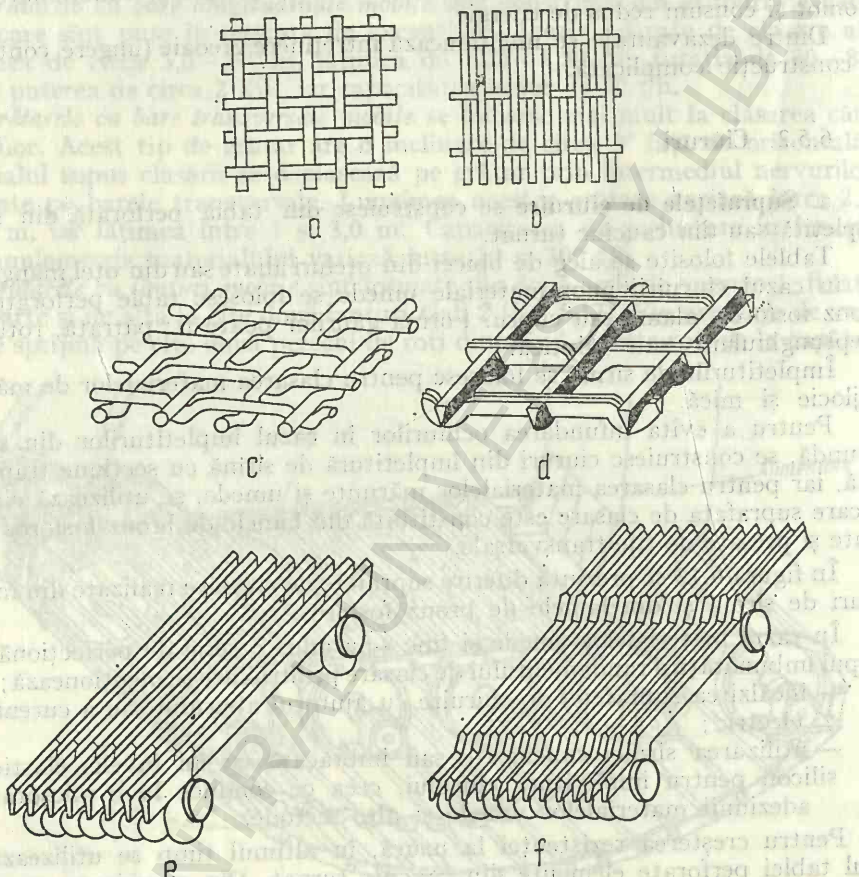
— utilizarea sîrmei cauciucate sau îmbrăcată cu un înveliș elastic de silicon pentru împletitura ciurului, ceea ce conduce la o micșorare a adeziunii materialelor umede și alte metode.

Pentru creșterea rezistenței la uzură, în ultimul timp se utilizează în locul tablei perforate elemente din cauciuc turnat. Din experiența practică s-a constatat că astfel de ciururi au o rezistență de 10—20 de ori mai mare decît cele cu tablă perforată.

b. **Ciururi cu suprafața de clasare cilindrică sau tronconică (ciururi rotative).** Ciururile rotative sînt constituite din una sau mai multe tobe de tablă perforată sau din împletituri de sîrmă, de formă cilindrică sau tronconică. Tablele se montează concentric în jurul unui ax cînd se urmărește să se obțină o clasare în refuz, sau o clasare prin trecere.

În figura 6.14 se prezintă schema unui tip clasic de ciur rotativ cilindric (baraban) cu dimensiunile suprafeței utile de 1500 mm în diametru și 4200 mm în lungime. Acest ciur poate realiza o productivitate de 60—90 t/oră în funcție de dimensiunile ochiurilor suprafeței de clasare. La o viteză de rotație de circa 10 rot/min, puterea electromotorului nu depășește 4,5 kW.

Asemenea ciururi se utilizează în special în cazurile în care se realizează concomitent cu clasarea și o spălare cu apă a particulelor fine argiloase. Din experiența practică rezultă că între capacitate și diametrul ciurului rotativ



6.13. Suprafețele de ciuruire din împletitură de sîrmă și din lamele de bronz; *a* — împletitură simplă cu ochiuri pătrate; *b* — cu ochiuri dreptunghiulare; *c* — cu îndoituri la punctul de încrucișare; *d* — cu sîrmă cu profil trapezoidal; *e* — cu lamele de bronz fosforos drepte; *f* — cu lamele de bronz fosforos în trepte.

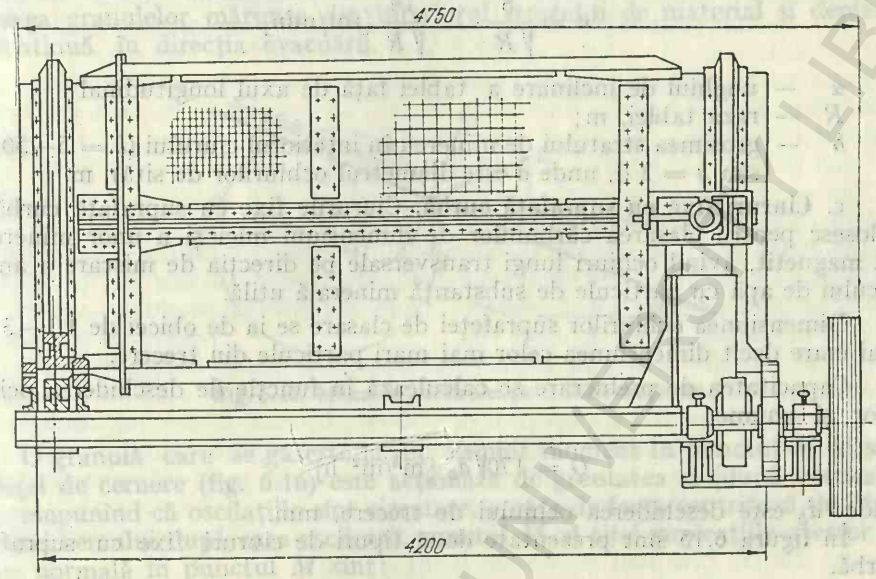
există o relația de următoarea formă;

$$D = 20{,}33\sqrt{\frac{Q}{\delta}}$$

în care: D este diametrul ciurului, cm;
Q — capacitatea, t/oră
δ — greutatea specifică a minereului, t/m³.

Pentru documentațiile de proiectare, capacitatea ciururilor rotative se determină cu relația:

$$Q = 0{,}6\,\gamma n\,\operatorname{tg}(2\alpha)\sqrt{R^3h^3}\ \text{[t/h]}$$



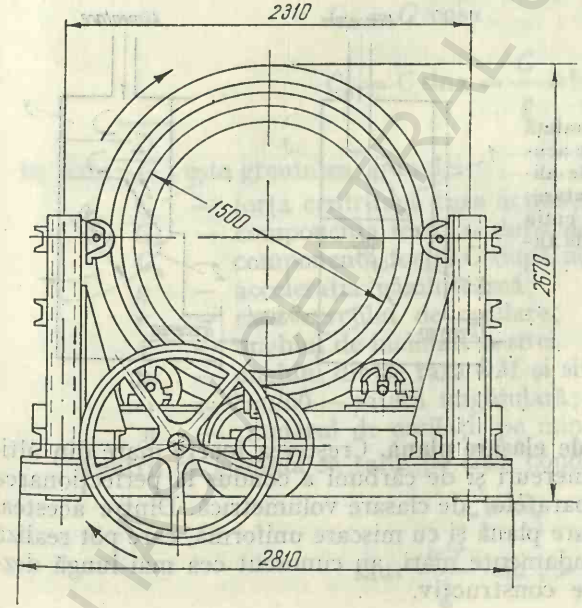


Fig. 6.14. Ciur rotativ.

BCU CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

în care:

Q este capacitatea, t/oră;

γ — greutatea volumetrică a materialului, t/m³;

n — viteza unghiulară de rotație a tablei:

$$n = \frac{8}{\sqrt{R}} \dots \frac{14}{\sqrt{R}} \text{ [rot/min]}$$

α — unghiul de înclinare a tablei față de axul longitudinal

R — raza tablei, m;

h — grosimea stratului de minereu în interiorul ciurului ($h = 5—50$mm sau $h = 2$ d, unde d este diametrul ochiurilor de sită), m.

c. **Ciururi fixe cu suprafață curbă.** Ciururile fixe cu suprafață curbă se folosesc pentru clasarea cărbunilor de dimensiuni mici și a unor minereuri cu magnetit, avînd ochiuri lungi transversale pe direcția de mișcare a amestecului de apă cu particule de substanță minerală utilă.

Dimensiunea ochiurilor suprafeței de clasare se ia de obicei de 1,1—3 ori mai mare decît dimensiunea celor mai mari particule din trecere.

Capacitatea de prelucrare se calculează în funcție de deschiderea ochiurilor și anume:

$$Q = 170\sqrt{d_0} \text{ [m³/m² h]}$$

unde: d_0 este deschiderea ochiului de trecere, mm.

În figura 6.15 sînt prezentate două tipuri de ciururi fixe cu suprafață curbă.

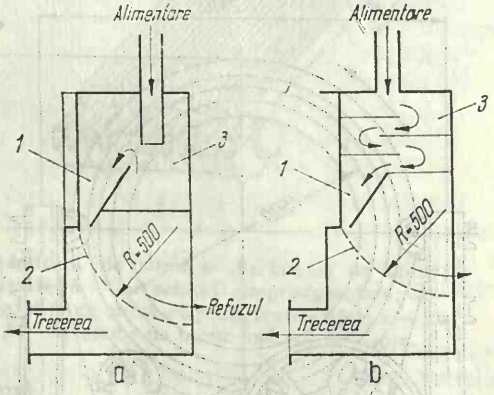


Fig. 6.15. Ciururi fixe cu suprafață curbă. *a* — ciur curb cu cutie de acumulare; *b* — idem, cu cutie de alimentare; *1* — pîlnie de alimentare; *2* — suprafața de clasare; *3* — cutia de acumulare (în cazul *a*) sau de alimentare (în cazul *b*).

d. **Ciururi cu suprafață de clasare plană.** Creșterea foarte mare din ultimul timp a producției de minereuri și de cărbuni a condus la perfecționarea și difersificarea continuă a aparatelor de clasare volumetrică. Dintre acestea, ciururile cu suprafață de clasare plană și cu mișcare uniformă, care pot realiza capacități de producție și randamente mari, au cunoscut cea mai lungă dezvoltare din punct de vedere constructiv.

e. **Ciururi oscilante.** Ciururile oscilante au o mișcare alternativă, fiind alcătuite dintr-o ramă metalică, peste care se întinde o suprafață plană de cernere, realizată din tablă perforată sau din împletitură de sîrmă.

În cazul ciururilor oscilante, *mișcarea granulelor pe suprafața de clasare* are în vedere realizarea a cît mai multe contacte cu ochiurile sitei, eliberarea granulelor mărunte din interiorul stratului de material și deplasarea continuă în direcția evacuării.

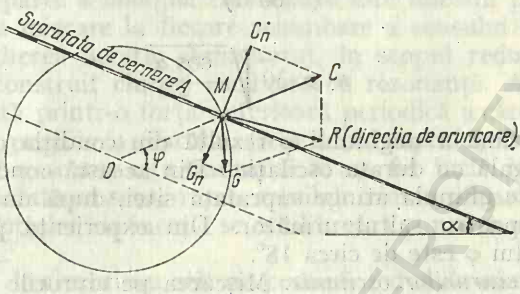


Fig. 6.16. Mișcarea particulei pe ciururi oscilante.

O granulă care se găsește la un anumit moment în punctul M al suprafeței de cernere (fig. 6.16) este acționată de greutatea ei (după verticală) și presupunînd că oscilațiile sînt circulare, create de forța centrifugă, în direcția razei cercului după care oscilează punctul M al sitei, proiecțiile acestor forțe pe normală în punctul M sînt:

$$G_n = G \cos\alpha$$

$$C_n = C \sin\alpha = \frac{G}{g}\omega^2 r \sin\varphi$$

în care: G este greutatea granulei;
C — forța centrifugă care acționează asupra granulei;
G_n — componenta forței G după normala pe sită;
C_n — componenta forței C după normala pe sită;
g — accelerația pămîntească;
r — raza cercului de oscilare;
α — unghiul de înclinare a sitei
φ — unghiul dintre raza OM și sită;
$\omega = 2\pi n/60$ — viteza unghiulară;
n — numărul de oscilații pe minut.

Pentru ca granula să salte pe ciur, condiția este:

$$C_n \geq G_n$$

sau: $$\frac{\omega^2 r}{g} \cdot \sin\varphi \geq \cos\alpha$$

de unde:

$$\sin \varphi \geq \frac{g}{\omega^2 r} \cdot \cos \alpha$$

Înlocuind: $\omega = 2\pi n/60$,

rezultă: $$\sin \varphi \geq \frac{g}{\left(\frac{2\pi n}{60}\right)^2} \cdot \cos\alpha = \frac{900}{\pi^2 r} \cdot \cos \alpha$$

și cînd $\varphi = 90°$

$$n \geq 30 \sqrt{\frac{\cos \alpha}{r}}$$

Valoarea optimă a unghiului φ rezultă din condiția ca durata saltului granulei să fie egală cu durata oscilației. Din această condiție se înțelege că momentul în care granula atinge suprafața sitei, după un salt, ea primește un nou impuls pentru saltul următor. Din experiența practică, valoarea optimă a unghiului φ este de circa 18°.

Clasificarea ciururilor oscilante. Mișcarea pe ciururile oscilante poate fi imprimată prin bielă, excentric sau camă. În urma mișcării oscilante a suprafeței de ciuruire, materialul alimentat pe ciur este aruncat în sus, imprimîndu-i salturi. Clasele cu dimensiuni sub cele ale ochiurilor sitei trec, formînd produsul de trecere, iar cele cu dimensiuni mai mari înaintează spre extremitatea de evacuare, constituind produsul de refuz.

Se deosebesc, din punct de vedere constructiv mai multe tipuri de ciururi oscilante. Dintre cele mai cunoscute menționăm:

— ciururi oscilante cu o singură ramă;
— ciururi oscilante cu două rame;
— ciururi oscilante suspendate la un capăt;
— ciururi oscilante suspendate la ambele capete;
— ciururi oscilante cu rezonanță.

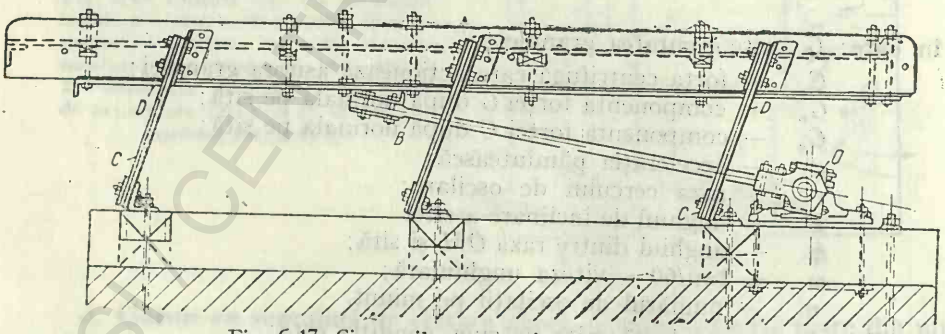


Fig. 6.17. Ciur oscilant cu o singură ramă.

În figura 6.17 se prezintă *ciurul oscilant cu o singură ramă.* Așa cum se observă, rama este sprijinită pe șase suporturi elastice, înclinate înapoi *CD*, acționate prin excentric și biela *OB*.

BCU CLUJ CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Ciururi oscilante suspendate. Ciururile oscilante suspendate pot fi de mai multe tipuri și funcționează cu o înclinare pe lungime de circa 10—15°.

Mișcarea de oscilație se datorește unui arbore cotit, prevăzut cu două excentrice așezate la 180°. De la arbore la rame, mișcarea se transmite cu ajutorul a două biele, astfel ca în timp ce o sită avansează într-un sens, cealaltă să meargă în sens opus, pentru a nu produce șocuri în clădire.

Ciururi oscilante cu rezonanță. În ciururile oscilante obișnuite o mare parte a energiei consumate este folosită pentru învingerea inerției maselor în mișcare la fiecare schimbare a sensului mișcării ciurului.

Pentru remedierea acestui dezavantaj, în scopul reducerii consumului de energie, s-au construit ciururi oscilante cu rezonanță. Acestea sînt puse în mișcare oscilantă printr-o forță exterioară periodică a cărei frecvență coincide cu frecvența proprie a ciurului. Cele două suprafețe de ciuruire fiind legate prin arcuri, mișcarea este transmisă în așa fel încît în timp ce rama unui ciur oscilează într-un sens, rama celuilalt ciur oscilează în sens contrar. Astfel, acțiunea forțelor de inerție se echilibrează și nu se mai transmit trepidațiile în clădire.

Aceste tipuri de ciururi au atît un consum redus de energie, cît și o acțiune intensă de ciuruire, ceea ce conduce la o mare capacitate de prelucrare.

Caracteristicile pricipale ale ciururilor oscilante. Ciururile oscilante au o capacitate de prelucrare mai mare, o uzură mai mică a suprafeței de cernere și necesită un spațiu mai restrîns de amplasare.

Capacitatea de prelucrare a ciururilor oscilante poate fi calculată pe baza productivității specifice sau ca la utilajele de transport, cu una din relațiile:

$$Q = q \cdot L \cdot l \cdot d;$$

sau:

$$Q = 3600 \cdot k \cdot \delta \cdot l \cdot h \cdot v$$

în care: Q este capacitatea de prelucrare, t/h;
q — productivitatea specifică: 0,5—4,5 t/h · m²;
L — lungimea sitei, m;
l — lățimea sitei, m;
d — dimensiunea ochiurilor, mm;
k — coeficient de afînare (0,4 ... 0,6);
δ — densitatea materialului (t/m³);
h — înălțimea stratului de material la capătul de alimentare al ciurului, m;
v — viteza de deplasare a materialului pe sită; $v = \frac{s \cdot n}{60}$, m/s;

unde: s este amplitudinea oscilației, m;
n — frecvența oscilației, rot/min.

În afara avantajelor menționate, ciururile oscilante se caracterizează printr-un randament de clasare care variază între 70 și 95%.

Ca dezavantaj se menționează: vibrații puternice transmise în construcție; uzura mare a sitelor și consumul mare de energie.

f. **Ciururi vibrante.** Ciururile vibrante au o gamă largă de utilizare, putînd fi folosite pentru clasarea materialelor cu granulometrii de la 0,1 mm pînă la

100 mm. Ele se caracterizează printr-un număr mare de vibrații pe minut (500—3000) cu amplitudine mică (1,5—5,0 mm).

Vibrațiile pot fi produse pe cale mecanică, electromecanică sau pneumatică.

Capacitatea de ciuruire crește în general cu frecvența vibrațiilor.

Înclinarea acestor ciururi variază cu finețea materialului și poate ajunge pînă la 40°. Pentru materialele cu granulație sub 1 mm se poate aplica ciuruirea umedă.

Din punct de vedere constructiv există o mare varietate de tipuri de ciururi vibrante. Dintre cele mai reprezentative menționăm clasa ciururilor vibroinerte (cu inerție), a celor electrovibrante și cea a ciururilor giratorii sau semivibrante.

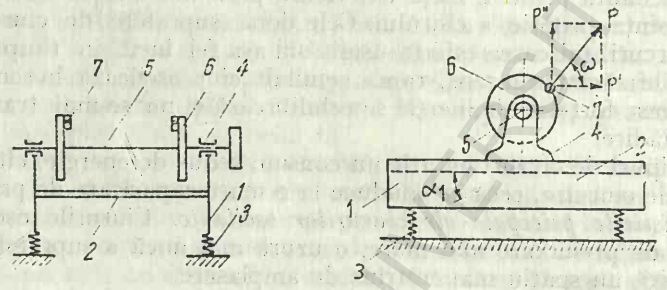


Fig. 6.18. Schema de principiu a ciururilor vibroinerte.

Ciururile vibroinerte sînt caracterizate de vibrarea ramei și care la rîndul ei este în funcție de factorii dinamici (masa ramei, masa materialului de pe ciur și elasticitatea arcurilor de sprijin). Vibrarea ramei se realizează de forțe centrifuge ce iau naștere prin rotirea foarte rapidă a unor mase neechilibrate.

În figura 6.18 se prezintă schema de principiu a ciururilor vibroinerte. Acționarea ramei *1* cu suprafața de clasare *2* se realizează prin intermediul axului 5, prevăzut cu volanții *6* și cu masele neechilibrate *7*. Axul 5 se rotește în lagărele *4* fixate de rama *1* care se sprijină pe arcurile spirale *3*. Condiția de săltare a granulelor pe sită se poate determina ținînd seama de condițiile de funcționare ale ciurului prezentate în figura 6.18 cu relația:

$$P = \frac{G_0}{g} \cdot \omega^2 \cdot r = \frac{G_0}{g} \left(\frac{\pi n}{30} \right)^2 \cdot r$$

în care: G_0 este greutatea maselor neechilibrate;
r — raza de rotație a maselor neechilibrate;
ω — viteza unghiulară;
n — numărul de rotații pe minut ale axului;

O poziție oarecare a maselor neechilibrate față de planul suprafeței de clasare este definită de valoarea unghiului ωt, astfel că:

$$P' = \frac{G_0}{g} \cdot r \cdot \omega^2 \cos \omega t$$

iar

$$P'' = \frac{G_0}{g} \cdot r \cdot \omega^2 \sin \omega t$$

Ecuația de săltare a ciurului și particulelor, după direcția perpendiculară pe suprafața de clasare, va fi dată de relația:

$$\frac{G_m}{g} \cdot \frac{d^2y}{dt^2} = P'' + ky - G_m \cos \alpha_1$$

în care: G_m este greutatea ciurului și a materialului de pe ciur;
y — amplitudinea vibrațiilor;
$\frac{d^2y}{dt^2}$ — accelerația ciurului;
ky — termen corespunzător reacțiunii arcurilor.

Pentru un calcul aproximativ, valorile termenilor ky și $G_m \cdot \cos \alpha_1$ nu se iau în considerare întrucît acționează antagonist.

În acest caz:

$$\frac{G_m}{g} \cdot \frac{d^2y}{dt^2} = \frac{G_0}{g} \cdot \omega^2 r \sin \omega t$$

din care se obține:

$$a = \frac{G_0}{G_m} \cdot r\omega^2 \sin \omega t$$

și

$$y = -\frac{G_0}{G_m} \cdot r \cdot \sin \omega t = y_0 \sin \omega t$$

unde a este accelerația ciurului pe direcția perpendiculară pe suprafața de clasare;
y — amplitudinea vibrațiilor;
y_0 — amplitudinea maximă a vibrațiilor.

Din aceste relații rezultă că amplitudinea mișcării este condiționată și respectiv direct proporțională cu greutatea G_0 și excentricitatea r a maselor neechilibrate și invers proporțională cu greutatea G_m a ciurului și a materialului de pe ciur.

În aceste condiții, pentru ca granula să salte pe ciur este necesar ca cel puțin pentru accelerația maximă a suprafeței de clasare în sensul comprimării arcurilor ($\sin \omega t = -1$), forța de inerție a granulelor să fie mai mare decît componenta greutății granulelor perpendiculară pe suprafața de clasare:

$$\frac{G}{g} \cdot \frac{G_0}{G_m} \cdot r\omega^2 \geq G \cdot \cos \alpha_1$$

unde g este greutatea granulei.

Din această relație (făcînd înlocuirile necesare) se poate stabili și numărul de rotații pe minut ale axului:

$$n \geqslant 30 \sqrt{\frac{G_m}{G_0} \cdot \frac{\cos \alpha_1}{r}}$$

Există un număr foarte mare de ciururi vibroinerte. Diferențierile sînt în funcție de fabrica constructoare și constau în special din sistemul de sprijinire sau de suspendare cu ajutorul arcurilor sau tijelor.

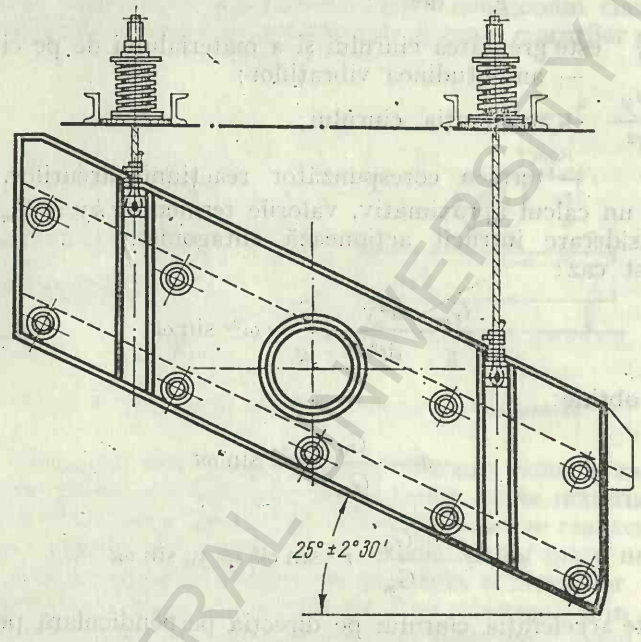


Fig. 6.19. Ciur vibroinert cu două site.

Datorită vibrațiilor pronunțate ce se transmit în afară, arcurile și tijele se suprasolicită și se rup într-un timp de funcționare destul de scurt.

Acest avantaj se înlătură în ultimul timp prin utilizarea unor volanți cu mase neechilibrate autoreglabile.

Aspectul general al circuitelor vibroinerte cu două sau trei site este prezentat în figura 6.19.

Dintre caracteristicile principale ale ciururilor vibroinerte se menționează: suprafața de clasare de la 1 la 4 m², rotația axului de la 750 la 1800 rot/min; unghiul de înclinare a sitei de la 0 la 30°; puterea motorului de acționare de la 0,6 la 20 kW și capacitatea de prelucrare de la 60 la 120 t/h.

Ciururile electrovibrante. Principiul de funcționare al acestor ciururi se bazează pe faptul că tija lui, sau cadrul legat de sită, este atrasă periodic de un electromagnet-solenoid, prin care trece un curent alternativ monofazat sau curent alternativ suprapus pe cel continuu. Din acest motiv la ciururile

electrovibratoare lipsesc piese de funcțiune, care să reclame ungere și dispozitive de acționare mecanice. Aceasta deosebește, în mod foarte avantajos, ciururile electrovibratoare de celelalte tipuri de ciururi vibratoare.

Din punct de vedere constructiv ciururile electrovibratoare se pot împărți în *ciururi cu cadru vibrant* și în *ciururi cu sită vibrantă.*

Din categoria ciururilor cu cadru vibrant fac parte și ciururile prezentate în figura 6.20. Rama ciurului *1* încadrează grătarul cu bare alternative *2* cu

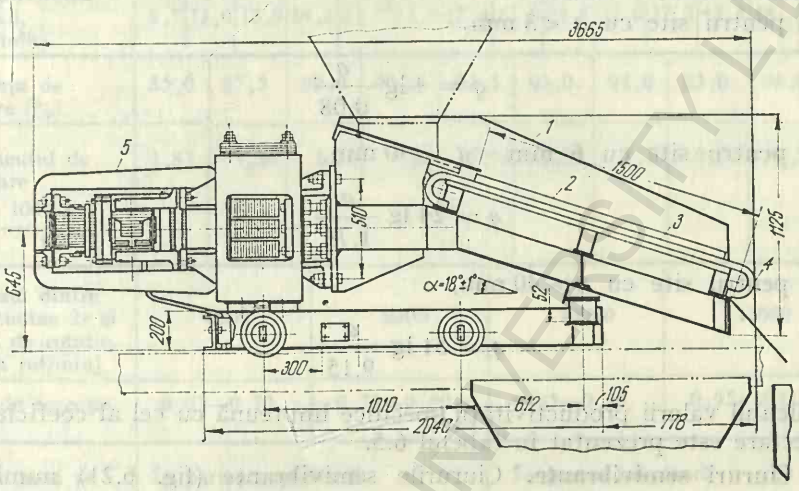


Fig. 6.20. Ciur cu cadru vibrant.

soț și *3* fără soț, care este poziționat de limitatorul cu resort *4.* Cu ajutorul vibratorului electromagnetic 5 cu frecvență mare și amplitudine mică, grătarul funcționează cu mare eficiență.

Principalii parametrii de lucru ai acestui tip de ciur au următoarele caracteristici:

— suprafața utilă de ciuruire	2,5 m²
— dimensiunea deschiderii dintre barele grătarului	20, 25, 60 mm
— înclinarea ramei ciurului	18°
— amplitudinea de vibrație	2—3 mm
— numărul de vibrații	3000 vibrații/min.
— puterea necesară	4,5 kW
— productivitatea (orientativă)	400 m³/h
— eficiența clasării	70—80%
— greutatea ciurului	5600 kg.

Capacitatea de prelucrare a ciururilor vibrante se determină cu ajutorul unor formule empirice, dintre care, cea mai folosită este cea a Institutului Mehanobrî din Leningrad:

$$Q = S \cdot q[k_1\ k_2\ k_3\ k_4\ k_5\ k_6\ k_7\ k_8]\ [\text{m}^3/\text{h}]$$

în care: Q este capacitatea de prelucrare a ciurului, m^3/h;

S — suprafața utilă a sitei, m^2;

q — productivitatea specifică, $m^3/m^2 \cdot h$;

$k_1, k_2 \ldots k_8$ — coeficienți de corectare.

Pentru productivitatea specifică s-au stabilit 3 relații de determinare în funcție de dimensiunea ochiurilor sitei $q = f(a)$, în care a este dimensiunea ochiurilor în mm, și anume

— pentru site cu $a < 3$ mm,

$$q = 4 \lg \frac{a}{0{,}08}$$

— pentru site cu 6 mm $< a <$ 40 mm,

$$q = 24 \lg \frac{a}{1{,}74}$$

— pentru site cu $a >$ 40 mm,

$$q = 51 \lg \frac{a}{9{,}15}$$

Calculul valorii productivității specifice împreună cu cel al coeficienților de corectare este prezentat în tabelul 6.5.

g. **Ciururi semivibrante.** Ciururile semivibrante (fig. 6.21) numite și ciururi giratorii sînt acționate de la șaiba motoare *8* prin intermediul unui ax *3* cu excentric *4* care străbate transversal rama *6*, prin lagărele 5 cu suprafața de clasare *7* în centrul de greutate. Lagărele *2*, în care se rotește axul *3*,

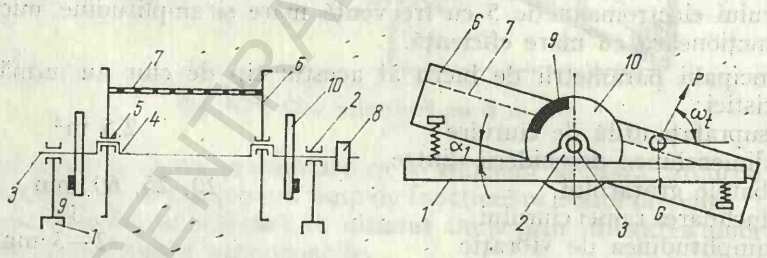


Fig. 6.21. Schema de principiu a ciururilor semivibrante.

sînt solidarizate de scheletul metalic al circuitului *1*. Legătura dintre capetele ramei *6* și scheletul metalic *1* se realizează prin intermediul arcurilor spirale *11*. Mișcarea de vibrare este asigurată de excentricele *4* ale axului *3* și de volanții *10* cu contragreutățile *9*.

Punctele suprafeței de clasare situate în centrul ei vor executa o mișcare circulară, cu raza egală cu excentricitatea axului, în timp ce punctele situate spre capete vor descrie traiectorii eliptice.

Date de calcul pentru capacitatea ciururilor

1	Dimensiunea ochiului sitei a [mm]	4	5	6	10	14	16	20	25	30	40	50	60	80	100
	Productivitatea specifică, q [m^3/m^2h]	8,7	11,0	12,9	18,2	21,7	23,1	25,4	27,8	29,6	32,6	37,5	41,5	48	53
2	Eficiența de ciuruire [%]	85,0	87,5	90,0	92,0	92,5	93,0	94,0	95,0	96,0					
	Coeficientul de corectare $K_3 = \frac{100-\varepsilon}{8}$	1,87	1,56	1,25	1,00	0,94	0,88	0,75	0,63	0,50					
3	Produsul dintre amplitudine $2r$ și viteza de rotație, n [mm rot/min]	6000			8000			10000			12000				
	Coef. de corecție, K_4	0,65—0,70			0,75—0,80			0,85—0,90			0,95—1,00				
4	Poziția sitei pe ciur	În partea superioară						În partea inferioară							
	Coef. de corecție, K_5	1,00						0,75—0,80							
5	Forma granulelor	Minereu sfărîmat				Granule rotunjite					Cărbuni				
	Coef. de corecție K_6	1,00				1,25					1,50				
6	Dimensiunea ochiului a [mm]	25						25							
	Umiditatea	Uscat			Umed			Lipicios			Umed și uscat				
	Coef. de corecție K_7	1,00			0,25—0,75			0,2—0,6			0,90—1,00				
7	Materialul de clasat	Minereuri și granule rotunjite									Cărbuni				
	Modul de clasare	Uscată				cu stropire					Cu și fără stropire				
	Coef. de corecție	1,00				1,25—1,40					1,00				

$K_1 \cdot K_2 = 1$

BCUMB / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Ridicarea granulelor pe sită se realizează datorită vibrării acesteia; condiția de ridicare și mișcare este dată de relația:

$$n \geqslant 30 \cdot \sqrt{\frac{\cos \alpha_1}{r}}$$

Unghiul de înclinare α_1 a suărafeței de clasare, de 10 . . . 30°, asigură deplasarea granulelor la capătul de alimentare spre cel de evacuare.

În practica industrială se utilizează o gamă foarte variată de ciururi vibratorii, care se deosebesc între ele prin diferite elemente constructive.

Caracteristicile principale ale acestora sînt următoarele:

— excentricitatea axului	1,5—4,0 mm;
— viteza de rotație a axului	750—1500 rot/min;
— aria suprafeței de clasare	2,5—7,5 m²;
— puterea materialului de acționare	4,5—14 kW
— capacitatea de prelucrare	50—250 m³/h

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 7

CLASAREA SIMPTOTICĂ

Prin *clasare simptotică* (în apă sau aer) se înțelege procesul de separare a unui amestec de grăunți minerali în clase de grăunți care posedă aceeași viteză de cădere în apă.

Rezultatul acestui proces este obținerea de clase simptotice, similare celor obținute prin clasare volumetrică, ale căror granule se caracterizează prin aceea că au aproximativ aceeași viteză limită de cădere, motiv pentru care au fost definite condițional *clase simptotice.*

În general, acest proces de clasare se aplică numai în cazul materialelor mărunte cu dimensiuni sub 3 mm, respectiv atunci cînd clasarea volumetrică prezintă dificultăți prin desele înfundări ale ochiurilor sitei și prin realizarea de randamente și capacități de clasare reduse. La baza clasării simptotice stau legile mișcării granulelor în fluide, mișcare care se poate desfășura în condiții libere sau stînjenite.

7.1. Bazele teoretice ale clasării simptotice

Așa cum este cunoscut, în vid orice corp, indiferent de mărime sau densitate, cade cu o viteză uniform accelerată (v) care depinde exclusiv de înălțimea (h) de la care cade și de accelerația gravitațională (g):

$$v = \sqrt{2 g \cdot h}$$

Mișcarea într-un fluid a unei granule de masă m, care se deplasează cu o, viteză relativă v poate fi exprimată prin următoarea expresie:

$$m = \frac{dv}{dt} = G_0 - R$$

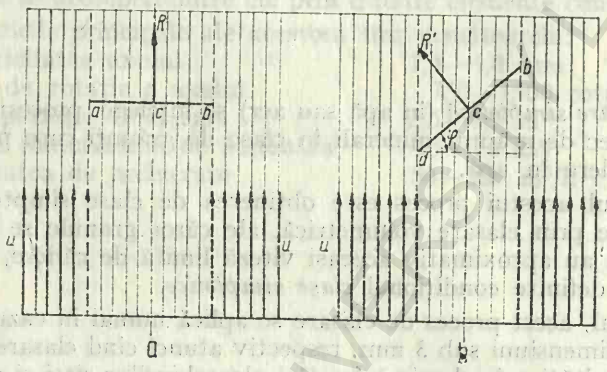
în care: G_0 este greutatea granulei în apă;
R — rezistența dinamică.

Rezistența dinamică a mediului a fost pentru prima dată studiată de *Newton,* în cazul suprafețelor plane amplasate perpendicular sau sub un

unghi φ față de direcția curgerii fluidului (fig. 7.1, *a* și *b*), fără a se avea în vedere forțele de frecare interioară:

$$R_N = F \cdot \frac{\delta u^2}{2}$$

$$R'_N = F \cdot \sin \varphi \frac{\delta u^2}{2}$$



7.1. Acțiunea forțelor de rezistență a fluidului asupra unei suprafețe plane amplasate perpendicular pe direcția de curgere (*a*), sau înclinat (*b*).

unde: F este suprafața plăcii;
δ — densitatea fluidului;
u — viteza de curgere a fluidului.

Pe baza legii lui *Newton* și a studiilor lui *J. Finkei*, în condițiile de mișcare a particulelor sferice de dimensiuni mari, R. Rittinger a stabilit că forțele de rezistență reprezintă însumarea forțelor elementare ale semisferei îndreptate în direcția curgerii fluidului (fig. 7.2). Aceste forțe descresc de la valoarea $R_{max} = 1$ la $R_{min} = 0$, determinate fiind de unghiul φ.

Integrînd valoarea presiunii exercitate pe o suprafață elementară ΔS de la valoarea 0 la 2 π, Rittinger a stabilit că *presiunea totală*, sau *forța de rezistență*, este exprimată de relația:

$$R_R = \frac{2}{3} \frac{\pi d^2}{4} \frac{\delta u^2}{2} = \frac{\pi}{12} d^2 \cdot u^2 \cdot \delta$$

și care se numește *legea lui Rittinger*.

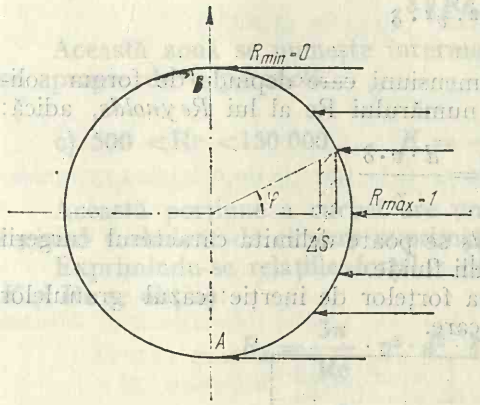
Notînd cu $k = \frac{\pi}{12}$, ecuația devine:

$$R_R = K \cdot d^2 \cdot u^2 \cdot \delta$$

în care: K este coeficient de rezistență și care caracterizează forțele de rezistență ale mediului.

În cazul în care particula sferică se află în mișcare într-un fluid staționar, viteza fluidului u se înlocuiește cu viteza de mișcare a granulei v și ecuația devine:

$$R_R = K \cdot d^2 \cdot v^2 \cdot \delta$$



7.2. Acțiunea forțelor de rezistență a fluidului asupra unei granule de formă sferică.

La granulele de dimensiuni mici și viteze reduse de mișcare predomină forțele de rezistență de frecare, care reprezintă efectul interacțiunii granulei cu faza lichidă.

Studiile legate de fenomenele de frecare superficială a granulelor în raport cu mediul în care are loc mișcarea au fost finalizate de către *Stokes* și exprimate în relația:

$$R_S = 6\pi \cdot \eta \cdot r \cdot v = 3\pi \cdot \eta \cdot d \cdot v$$

Această formulă arată că forța de rezistență de frecare întîmpinată de un corp în mișcare din partea fluidului, în regim laminar de curgere, este proporțională cu viscozitatea fluidului η, cu viteza corpului v și cu o dimensiune liniară caracteristică a corpului, d.

Între cele două dimensiuni amintite există unul intermediar în interiorul căruia forțele de rezistență sînt după unii autori, suma celorlalte două forțe, iar după alții produsul lor.

7.1.1. Rezistența dinamică a fluidelor

Nu se cunoaște o expresie matematică generală exactă, pentru rezistența dinamică a fluidelor, deși această expresie este de cea mai mare importanță atît în hidro cît și în aerodinamică.

Pe baza mai multor studii teoretice și experimentale se poate admite că rezistența fluidelor asupra mișcării solidelor se poate exprima prin formula:

$$R = \frac{10}{\sqrt{Re}} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \frac{v^2 \cdot \delta}{2}$$

notînd

$$K = \frac{5\pi}{4\sqrt{Re}}, \text{ reația devine:}$$

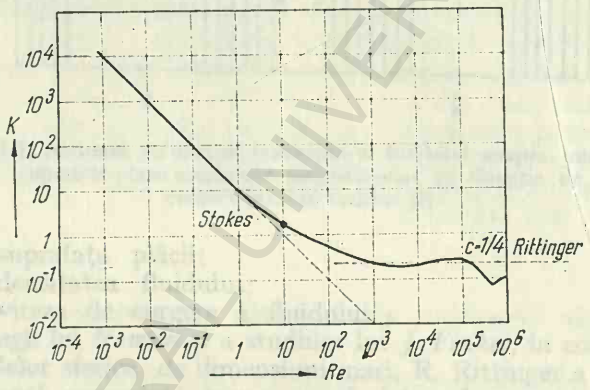
$$R = K \cdot d^2 \cdot v^2 \cdot \delta$$

în care: K este un coeficient fără dimensiuni care depinde de forma solidului și de valoarea numărului Re al lui *Reynolds*, adică:

$$K = f(Re) = \frac{d \cdot v \cdot \delta}{\eta}$$

Prin intermediul cifrei lui *Reynolds* se poate delimita caracterul curgerii fluidelor și a mișcării corpurilor în medii fluide.

Cifra Re crește odată cu creșterea forțelor de inerție (cazul granulelor grosiere) și micșorarea forțelor de frecare.



7.3. Dependența dintre coeficientul de rezistență și cifra lui Reynolds.

Coeficienții K și Re se pot utiliza pentru caracterizarea regimului mișcării oricărei granule minerale, fiind denumiți parametrii de mișcare a granulelor în fluide. Cu ajutorul analizei dimensionale s-a demonstrat că întotdeauna coeficientul K este un coeficient adimensional, dependent de criteriul lui Reynolds (Re).

Legătura $K = f(\text{Re})$ a fost reprezentată sub forma unei diagrame care poartă denumirea de *diagrama universală* K—Re (fig. 7.3).

Această diagramă este reprezentată într-un sistem de axe de coordonate logaritmice, în ordonată fiind trecute valorile lui K, iar în abscisă valorile corespunzpătoare ale cifrei Re.

Din diagramă rezultă următoarele domenii:

a) $\text{Re} < 1$, $\qquad K = \frac{3\pi}{\text{Re}} = \frac{3 \cdot \pi \cdot \eta}{d \cdot v \cdot \delta}$

BCU IAȘI - CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

În acest interval, curba are alura unei drepte și reprezintă regimul de curgere laminară a lui Stokes.

b) $1 < \mathrm{Re} < 500, \qquad K = \dfrac{10\,\pi}{8\sqrt{\mathrm{Re}}}$

Această zonă se numește intermediară, sau domeniul *Allen*, iar curba se apropie de o parabolă.

c) $500 < \mathrm{Re} < 150\,000 \qquad K = \dfrac{\pi}{12}$

Această porțiune a curbei are un caracter neregulat și caracterizează regimul turbulent de curgere exprimat prin relațiile Newton-Rittinger.

Exprimîndu-se relațiile forțelor de rezistență în funcție de parametrii K și Re se obține:

$$R_S = \frac{3\pi}{\mathrm{Re}} \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta = K_S \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta$$

$$R_A = \frac{5\pi}{4\sqrt{\mathrm{Re}}} \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta = K_A \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta$$

$$R_R = \frac{\pi}{12} \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta = K_R \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta$$

7.1.2. Expresiile vitezei limită

Greutatea granulei în fluid se exprimă prin legea lui Arhimede:

$$G_0 = G - Q$$

în care: G_0 reprezintă forța de greutate a granulei în aer;
Q — greutatea mediului dislocuit de granulă.

Greutatea granulei în fluid poate fi exprimată și în funcție de masa m și de accelerația gravitațională g și anume:

$$mg_0 = mg - m'g = (m - m')g$$

de unde se obține accelerația gravitațională a granulei în fluid:

$$g_0 = \frac{(m - m')g}{g}$$

m' fiind masa fluidului dislocuit de granulă.

Dacă înlocuim valorile lui m și m' cu produsul dintre volumul granulei și densitățile corespunzătoare, respectiv γ — solid și δ — fluid, se obține:

$$g_0 = \frac{(\gamma - \delta)g}{\gamma}$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

sau:

$$G_0 = m\,\frac{(\gamma - \delta)g}{\gamma}$$

Revenind la ecuația generală privind mișcarea granulei:

$$m = \frac{dv}{dt} = G_0 - R$$

și înlocuind pe G_0 cu expresia stabilită și pe R în funcție de mărimea granulei, cu formulele corespunzătoare se obține:

$$m\frac{dv}{dt} = m\frac{(\gamma - \delta)g}{\gamma} - K \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta$$

sau:

$$\frac{dv}{dt} = \frac{(\gamma - \delta)g}{\gamma} = \frac{K \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta}{m}$$

Înlocuind expresia lui K, corespunzător domeniului de curgere, iar masa granulei de formă sferică, m cu produsul dintre volum și greutate specifică, se obțin *ecuațiile vitezelor limită de cădere* v_0 și anume:

a) pentru Re <1 (domeniul *Stokes*):

$$v_0 = \frac{g}{18\,\eta}\,d^2(\gamma - \delta)$$

b) pentru $1 <$Re <500 (domeniul *Allen*):

$$v_0 = 25{,}8\,d\sqrt{\left(\frac{\gamma - \delta}{\delta}\right)^2 \cdot \frac{\delta}{\eta}}$$

c) pentru Re > 500 (domeniul *Newton-Rittinger*):

$$v_0 = \sqrt{2g\left(\frac{\gamma - \delta}{\delta}\right) \cdot d}$$

În mod riguros, domeniul Stokes are în vedere granule cu dimensiuni mai mici de 0,15 mm, iar domeniul Rittinger pe cele cu dimensiuni mai mari de 1,5 mm.

În practică se aplică numai formulele *Stokes* și *Rittinger*. Formula *Stokes* pentru granule care au dimensiuni mai mici decît așa-numitul *diametru critic* (d_c) — calculat din egalarea celor două relații — iar formula *Rittinger*, granule cu dimensiuni mai mari decît diametrul critic.

BCU / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Astfel:

$$d_e = \frac{0{,}0287}{\sqrt[3]{\gamma - 1}} \text{ [cm] pentru apă}$$

$$d_e = \frac{0{,}0174}{\sqrt[3]{\gamma}} \text{ [cm] pentru aer}$$

Înlocuind în relațiile vitezelor limită de cădere:

$\delta[g/cm^3] = 1$ pentru apă și $1{,}23 \cdot 10^2$ pentru aer;

$\eta[g \cdot s/cm^2] = 11 \cdot 10^{-5}$ pentru apă și $0{,}183 \cdot 10^{-6}$ pentru aer;

$g[cm/s^2] = 981{,}0$.

rezultă următoarele relații de calcul.

a) Pentru granule de formă sferică:

— în domeniul *Stokes*

$$v_{0S} = 5000\, d^2 (\gamma - 1) \text{ [cm/s] pentru apă}$$

$$v_{0S} = 303000\, d^2 \cdot \gamma \text{ [cm/s] pentru aer}$$

— în domeniul *Rittinger*

$$v_{0R} = 44{,}29 \sqrt{d(\gamma - 1)} \text{ [cm/s] pentru apă}$$

$$v_{0R} = 1480 \sqrt{d \cdot \gamma} \text{ [cm/s] pentru aer}$$

b) În cazul granulelor de formă neregulată:

— în domeniul *Rittinger*

$$v_{0R} = 24{,}4 \sqrt{d_e(\gamma - 1)} \text{ [cm/s] pentru apă}$$

$$v_{0R} = 700 \sqrt{d_e \cdot \gamma} \text{ [cm/s] pentru aer}$$

în care d_e este diametrul echivalent care se calculează cu relația:

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6 \cdot m}{\pi \cdot \gamma}} = 1{,}24 \sqrt[3]{\frac{m}{\gamma}} \text{ [cm]}$$

m fiind masa granulei, g.

7.1.3. Mișcarea granulelor în condiții stînjenite

Legile de mișcare a particulelor minerale în medii fluide, așa cum au fost analizate, nu lămuresc complet procesul clasării hidraulice, deoarece formulele deduse se referă la căderea liberă a particulelor. La efectuarea clasării hidraulice în aparate și utilaje industriale, mișcarea particulelor minerale se

BCU "LUCIAN BLAGA" CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

produce într-un spațiu limitat. În acest caz se observă o mișcare în grup a grăunților minerali, în urma căreia , mișcarea fiecărei particule este deranjată de influența altor particule care se mișcă simultan. Paralal cu aceasta, mediul însăși (apa, aerul, suspensia etc) suportă o acțiune dinamică a fiecărei particule precum și a masei lor totale în întregime. Spre deosebire de mișcarea liberă (cădere) a particulelor, mișcarea particulelor minerale, care se produce în utilajele industriale, se supune legilor de cădere stînjenită.

Prin experiențe s-a stabilit că viteza de cădere stînjenită este mai mică decît viteza de cădere liberă de 2,8 ori pentru cuarț și de 3,5 ori pentru galenă.

Căderea stînjenită a particulelor poate fi asimilată cu căderea particulelor închegate într-un lichid cu densitate mai mare decît apa. În asemenea cazuri se consideră că solidul se mișcă într-un cilindru cu diametrul determinat de îngustarea spațiului, stabilindu-se că viteza limită a solidului se reduce — de la valoarea v_0 dată de formulele menționate în paragraful anterior, la o valoare:

$$v_0' = \theta v_0 \text{ [cm/s]}$$

unde: v_0' este viteza limită de cădere în condiții stînjenite;

θ — coeficient de stînjenire ($\theta < 1$).

Profesorul *Liascenko* propune a se lua pentru coeficientul de reducere θ valoarea:

$$\theta = \sigma^n$$

unde: $n = 2{,}5 \ldots 3{,}8$.

În acest caz, viteza limită în spații stînjenite poate fi exprimată prin formula:

$$v_0' = \sigma^n v_0 \text{ [cm/s]}$$

7.1.4. **Grăunți simptotici**

Se numesc *grăunți simptotici*, grăunții care au aceeași viteză limită de cădere într-un anumit fluid. În domeniul de valabilitate *Stokes*, pentru viteza limită, din însăși definiția grăunților simptotici rezultă că diametrele d și d' a doi grăunți simptotici, a căror formă nu este prea diferită și care au greutățile specifice γ, respectiv γ', se găsesc în raportul:

$$\frac{d}{d'} = \sqrt{\frac{\gamma' - \delta}{\gamma - \delta}}$$

în care δ este greutatea specifică a fluidului.

În cazul cînd grăunții cad într-o suspensie, în formula precedentă δ este greutatea specifică a suspensiei.

Pentru grăunți simptotici în apă:

$$\frac{d}{d'} \sqrt{\frac{\gamma' - 1}{\gamma - 1}}$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

iar pentru grăunții simptotici în aer:

$$\frac{d}{d'} = \sqrt{\frac{\gamma'}{\gamma}}$$

În domeniul de volabilitate al formulei *Rittinger*, doi grăunți simptotici, a căror formulă nu este prea definită și care au o greutate specifică γ și respectiv γ', sînt în raportul:

$$\frac{d}{d'} = \frac{\gamma' - \delta}{\gamma - \delta}$$

În cazul în care grăunții cad în apă, raportul diametrelor este:

$$\frac{d}{d'} = \frac{\gamma' - 1}{\gamma - 1}$$

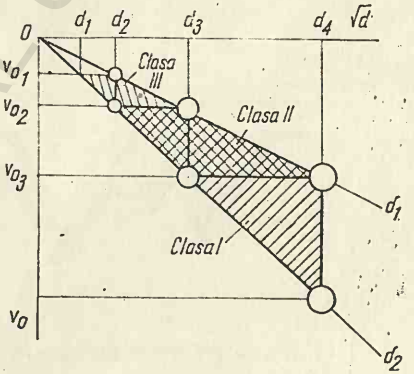
iar în cazul în care grăunții cad în aer, raportul este:

$$\frac{d}{d'} = \frac{\gamma'}{\gamma}$$

Clasele simptotice și dimensiunile granulelor simptotice pot fi determinate și cu ajutorul diagramei *Ceciott*, care exprimă variația vitezei limită de cădere în funcție de dimensiunea și densitatea granulei.

Dacă se exprimă viteza limită de cădere prin relația generală:

$$v_0 = k\sqrt{d},$$



7.4. Diagrama pentru stabilirea scării simptotice.

rezultă valoarea constantă a coeficientului k pentru aceeași specie minerală și același fluid.

Considerîndu-se $\sqrt{d}$ variabilă ecuația privind viteza limită de cădere poate fi reprezentată ca o dreaptă ce trece prin originea unui sistem de axe de coordonate dreptunghiulare. Dacă se notează pe ordonată vitezele limită, iar pe abscisă $\sqrt{d}$, varația vitezelor limită, în funcție de diametrul granulelor și de densitățile acestora, poate fi reprezentată sub forma diagramei din figura 7.4, denumită *diagrama Ceciott.*

BIBLIOTECA CENTRALĂ UNIVERSITY LIBRARY
BIBLIOTECA DE GEOLOGIE - GEOGRAFIE

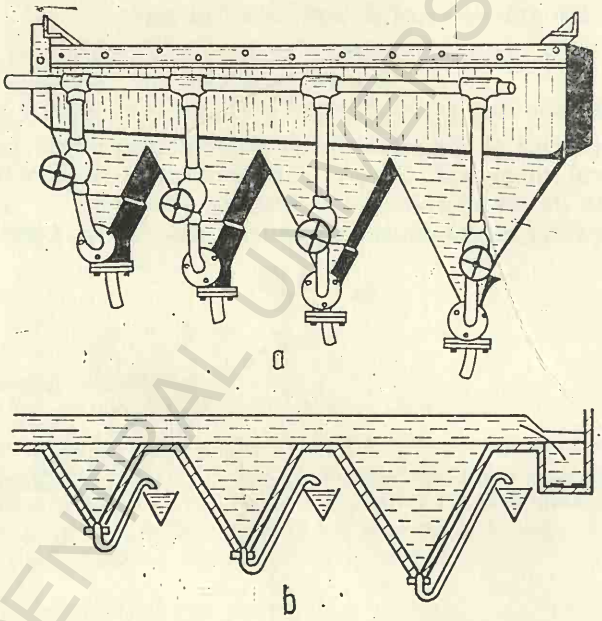
Înălțimea conului se determină cu relația:

$$H = \frac{D}{2 \operatorname{tg} \alpha} = 0{,}59\, D$$

unde α este unghiul format dintre verticală și generatoarea conului și care se ia aproximativ egal cu 40°.

7.3.2. Clasoare hidraulice sau camere multiple (clasoare piramidale)

Clasoarele piramidale se mai numesc și spițcastene și sînt alcătuite din mai multe cutii (căzi) în formă de piramidă cu vîrful în jos (fig. 7.6) dispuse în serie pe fundul unui jgheab parcurs de tulbureala care este supusă clasării și care este alimentată la un capăt al jgheabului.



7.6. Clasor piramidal: *a* — vedere generală *b* — secțiune.

Sub acțiunea curentului orizontal de apă, grăunții sînt antrenați și se depun în cutiile piramidale, la o distanță l de punctul de alimentare. Această distanță va fi cu atît mai mică cu cît viteza lor limită de cădere în apă, v_0, este mai mare și anume:

$$l = \frac{h \cdot u}{v_0}$$

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

unde: u este viteza orizontală medie a tulburelii, iar h — diferența de nivel între fundul jgheabului la revărsare și suprafața tulburelii.

Astfel, în căzile aparatului se vor colecta clase simptotice cu viteze limite apropiate și anume în căzile situate în apropierea alimentării se vor colecta clasele cu grăunții mai mari, iar pe măsura creșterii distanței de acest punct se vor colecta clasele granulometrice din ce în ce mai fine. Evacuarea claselor depuse se realizează prin dispozitive numite „gît de lebădă". Pentru a permite sedimentarea particulelor cu dimensiuni foarte mici, fără a recurge la lungimi prea mari, se micșorează viteza orizontală a curentului de tulbureală de-a lungul aparatului prin lungimea căzilor. De cele mai multe ori lățimea cutiilor succesive formează o progresie geometrică cu rația egală cu 2, în timp ce lungimile lor — o progresie geometrică cu rația egală cu $\sqrt{2}$.

Lățimea bazei primei cutii piramidale se ia în medie de 1 m, pentru 1 m^3 tulbureală/min. Pereții laterali ai cutiilor piramidale sînt înclinați cu circa 50° față de orizontală, pentru a permite alunecarea spre deschiderea de evacuare a grăunților depuși.

Clasoarele piramidale ocupă spațiu mare și consumă multă apă.

Produsele evacuate prin gîturile de lebădă conțin circa 60% apă, iar tulbureala de alimentare în jur de 85—90%.

Pentru dimensionare se calculează lungimea de transport a particulelor în dreptul fiecărei căzi, y_0, punînd condiția la limită ca timpul de transport pe distanța y, sub influența vitezei curentului de tulbureală u, să fie egal cu timpul de cădere pe distanța H sub influența forțelor de gravitație caracterizate prin viteza limită de cădere v_0.

Tabelul 7.1

Caracteristicile tehnice ale clasoarelor conice, cu evacuare automată

Dimensiunile și tipurile conului		Suprafața spațiului inelar [m²]	Mărimea maximă a alimentării [mm]	Capacitate [t/h] de produs solid [t/h]	Greutate [kg]	Dimensiuni de gabarit [mm]		
Diametrul [mm]	Tipul clasorului					lățime	înălțime	lungime
1000	Pentru dimensiuni medii	0,60	10,0	1,6—4,0	190	1270	1582	1480
1500	—„—	1,45	10,0	3,6—9,0	230	1880	2065	2005
1800	—„—	2,00	10,0	5,0—12,5	950	2324	2880	2708
2400	—„—	2,80	10,0	10—25	1600	3300	2670	3500
1800	Pentru șlamuri	2,00	0,29	2,5—6,25	618	2244	2665	2590

Această expresie reprezintă de fapt lungimea căzii piramidale și poate fi utilizată în calculele de dimensionare a acestor aparate. În tabelul 7.1 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale clasoarelor conice, cu evacuare automată.

7.4. Clasoare gravitaționale mecanice

Clasoarele gravitaționale mecanice se utilizează de obicei în circuitele de măcinare-clasare, în cadrul operațiilor îngroșare-decantare și a celor de clasare-spălare.

7.4.1. Principii de funcționare a clasoarelor gravitaționale mecanice propriu-zise

Clasoarele mecanice propriu-zise se utilizează, în general, în cadrul operațiilor de măcinare umedă a minereurilor, cu scopul de a efectua controlul măcinării.

Este foarte util ca minereul supus măcinării să fie evacuat din circuit pe măsură ce s-a ajuns la finețea necesară desfacerii concrescențelor minerale. Supramăcinarea mărește inutil costul acestei operații și conduce la formarea de șlamuri foarte fine care la rîndul lor îngreunează procesul ulterior de concentrare.

În scopul evitării acestor inconveniente se folosesc clasoarele mecanice, care după sistemul de evacuare a clasei grosiere se clasifică în clasoare: cu greble; cu spirale; cu bandă sau cupe de transport etc.

Clasoarele mecanice constau dintr-o cutie metalică cu fundul înclinat, prevăzută în partea din față cu un prag de revărsare, pe unde se evacuează partea fină. Clasa cu dimensiunea mai mare decît cea stabilită pentru clasare se evacuează pe la partea opusă (din spate) a clasorului cu ajutorul unui sistem mecanic de transport continuu sau intermitent.

Pe baza datelor prezentate în literatura de specialitate [3] se pot calcula parametrii de bază ai clasoarelor mecanice.

Debitul de revărsare, Q_0:

$$Q_0 = m \cdot B\sqrt{2g} \cdot H^{3/2} \ [\text{m}^3/\text{s}]$$

unde: m este coeficient ce ține seama de modul de curgere a tulburelii din jgheabul de alimentare și se determină cu relația:

$$m = 0{,}405 + \frac{0{,}003}{H}, \text{ iar pentru } H = 0{,}025 - 0{,}040, \text{ rezultă: } m = 0{,}5;$$

B — lățimea clasorului, m;

H — presiunea hidrostatică, m.

În urma înlocuirii valorii lui m și a lui $\sqrt{2g}=4{,}43$, relația debitului de revărsare se poate scrie:

$$Q_0 = 0{,}5 \cdot B \cdot 4{,}43 \cdot H^{3/2} = 2{,}2\, B \cdot H^{3/2}$$

Debitul specific, q_0:

$$q_0 = \frac{Q_0}{B} = 2{,}2H^{3/2} \ [\text{m}^3/\text{m} \cdot \text{s}]$$

În timpul funcționării clasorului, materialul de alimentare se repartizează în patru zone și anume:

zona I — strat de protecție—constituit din granule de dimensiuni mari depuse pe fundul clasorului și care protejează contra uzurii fundul clasorului;

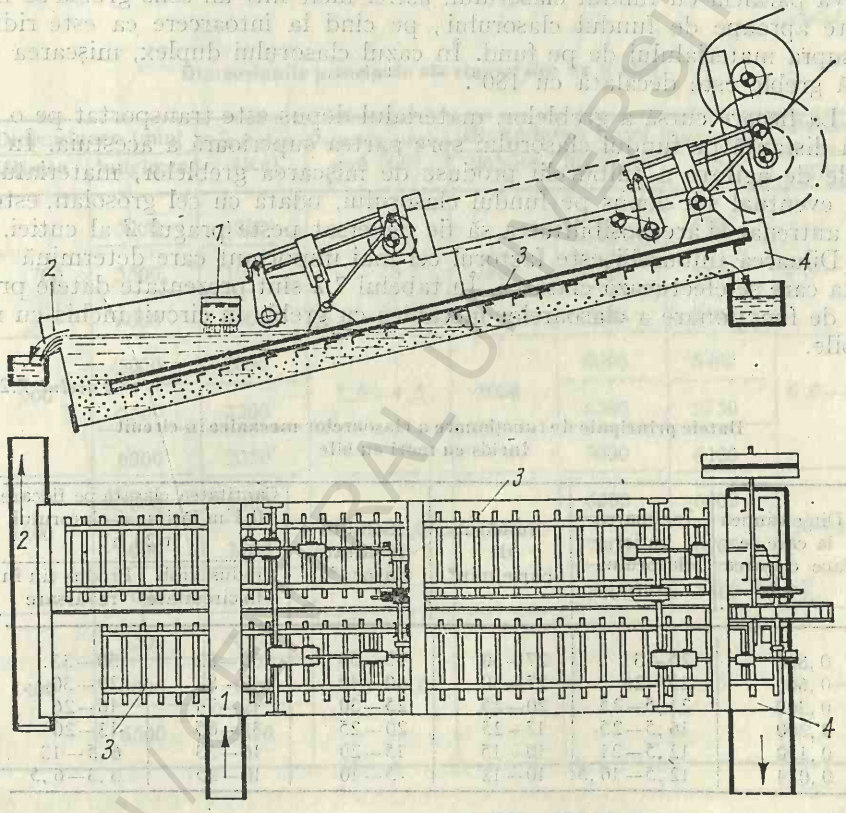
zona II — zona de material grosier—constituie produsul grosier al clasorului și se evacuează cu ajutorul dispozitivelor mecanice;

zona III — zonă în mișcare — formată din granule cu dimensiuni apropiate de dimensiunea limită de separare și care la un moment dat stau în suspensie într-un așa numit strat barieră;

zona IV — este constituită din granule cu dimensiuni mai mici ca dimensiunea de separare și care se evacuează odată cu curentul de tulbureală peste pragul clasorului, constituind produsul fin.

7.4.2. Clasoarele mecanice cu greble

Clasoarele mecanice cu greble sînt folosite în general în circuitele de măcinare umedă în mori cu bile, pentru deșlamare, pentru desecarea materialelor grăunțoase și pentru spălarea minereurilor. După cum rezultă din figura 7.7



7.7. Clasor mecanic cu greble.

clasorul cu greble constă dintr-o cutie dreptunghiulară metalică, avînd fundul înclinat; cutia este închisă la partea inferioară printr-un perete transversal, în timp ce la partea superioară este deschisă.

Tulbureala este alimentată printr-un jgheab *1*, situat la mijlocul jumătății inferioare pe lungimea cutiei și umple cutia pe circa jumătate din lungimea ei. Înălțimea deschiderii de alimentare poate fi variată.

Tulbureala conținînd materialul fin se revarsă peste pragul *2* al peretelui transversal inferior, a cărui înălțime poate fi, de asemenea, variată.

Materialul grosolan avînd viteza de cădere în apă mai mare, se depune pe fundul clasorului, de unde este transportat de greblele *3* către deschiderea superioară *4* a cutiei pe unde este evacuat din clasor și condus din nou în moară.

Se construiesc clasoare mecanice în a căror cutie lucrează o singură greblă (clasoare simplex), două greble (clasoare duplex) sau trei greble (clasoare triplex).

Mecanismul de acționare a grebelelor imprimă acestora o mișcare alternativă paralelă cu fundul clasorului, astfel încît într-un sens grebla se mișcă foarte aproape de fundul clasorului, pe cînd la întoarcere ea este ridicată deasupra materialului de pe fund. În cazul clasorului duplex, mișcarea celor două greble este decalată cu 180°.

La fiecare cursă a greblelor, materialul depus este transportat pe o anumită distanță pe fundul clasorului spre partea superioară a acestuia. În condițiile de agitare a tulburelii produse de mișcarea greblelor, materialul fin care eventual s-a depus pe fundul clasorului, odată cu cel grosolan, este din nou antrenat și are posibilitatea să fie deversat peste pragul *2* al cutiei.

Diluarea tulburelii este factorul cel mai important care determină finețea la care se efectuează clasarea. În tabelul 7.2 sînt prezentate datele principale de funcționare a clasoarelor mecanice cu greble în circuit închis cu mori cu bile.

Tabelul 7.2

Datele principale de funcționare a clasoarelor mecanice în circuit închis cu mori cu bile

Dimensiunea la care se face clasarea [mm]	Înclinarea cutiei clasorului [cm/m]	Numărul de curse/min*	Solid în revărsare clasor [%]	Cantitatea clasată pe fiecare 0,1 m lățime a clarorului [t/24 h]	
				Produs grob —în circuitare	Produs fin în revărsare
0,830	25—31	27—30	45—50	65—82	30—33
0,600	25—29	27—30	40—45	49—82	20—30
0,300	21,5—25	20—25	25—30	49—74	16—26
0,200	16,5—25	17—25	20—25	33—65	13—20
0,150	12,5—21	10—15	15—20	16—33	6,5—13
0,074	12,5—16,5	10—12	5—10	10—25	3,3—6,5

* Lungimea cursei este de 250—400 mm.

Creșterea înălțimii pragului de suprascurgere (revărsare) are ca efect o mărire a suprafeței tulburelii și o micșorare a agitării în zona revărsării și în consecință, obținerea în final a unui produs cu dimensiuni mai fine de clasare.

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Mărirea suprafeței tulburelii este determinată și de înclinarea fundului clasorului.

Practic, înclinarea variază între 1/4, cînd clasarea se face la 0,3 mm, și 1/8, cînd clasarea se face la 0,074 mm.

Numărul de curse al greblelor influențează clasarea prin agitarea pe care acestea o produc și variază între 12 curse/min (pentru clasarea la 0,074 mm) și 30 curse/min (pentru clasarea la 0,6 mm). Lungimea cursei este de 250—400 mm.

Capacitatea de prelucrare a clasoarelor mecanice depinde de dimensiunea la care se face clasarea, de caracterele mineralelor și, în special, de greutatea lor specifică.

Tabelul 7.3

Dimensiunile principale ale clasoarelor cu greble

Dimensiunea [mm]		Grautatea [Kg]	Puterea necesară [CP[	Dimensiunea [mm]		Greutatea [kg]	Puterea necesară [CP]
lățimea	lungimea			lățimea	lungimea		
700	5000	1800	2—3	1800	6000	4500	5,0—5,6
	5500	1900			6500	4800	
	6000	2000			7000	5100	
900	5000	2050	3,5—4,5	2000	6000	5400	6,0—8,0
	5500	2200			6500	5750	
	6000	2350			7000	6100	
1200	5000	2400	4,0—5,0	2400	6000	6000	7,0—10,0
	6000	2800			7000	6700	
	7000	3200			8000	7400	
1400	5500	3350	4,5—6,0	—	—	—	—
	6000	3600					
	6500	3850					

Dimensiunea clasoarelor variază în limite largi după capacitate și scop, capacitatea fiind direct proporțională cu lățimea.

Astfel se construiesc clasoare cu lățimi de la 300 mm la 4800 mm și lungimi de la 3600 mm la 9800 mm. În tabelul 7.3 sînt prezentate dimensiunile principale ale unor tipuri de clasoare mai frecvent folosite.

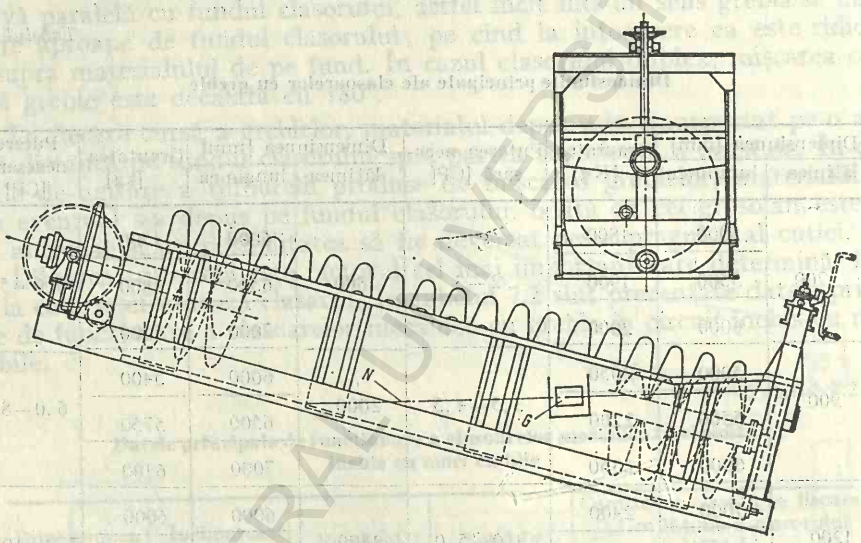
BCU CLUJ / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

7.4.3. Clasoare mecanice cu spirale

Clasoarele mecanice cu spirale sînt alcătuite dintr-un jgheab slab înclinat în care se rotește încet (3—6 rot/min) o spirală de oțel (fig. 7.8) care transportă material depus pe fundul cutiei, spre capătul ei superior, în vederea evacuării lui.

După înălțimea pragului de revărsare se pot deosebi trei tipuri de clasoare cu spirală:

— clasoare la care capătul inferior al axului spiralei (lagărul inferior) este deasupra nivelului tulburelii; acestea se folosesc pentru desecarea materialelor grăunțoase și pentru clasarea minereurilor;



7.8. Clasor mecanic cu spirală: *N* — nivelul tulburelii; *G* — jgheabul de alimentare.

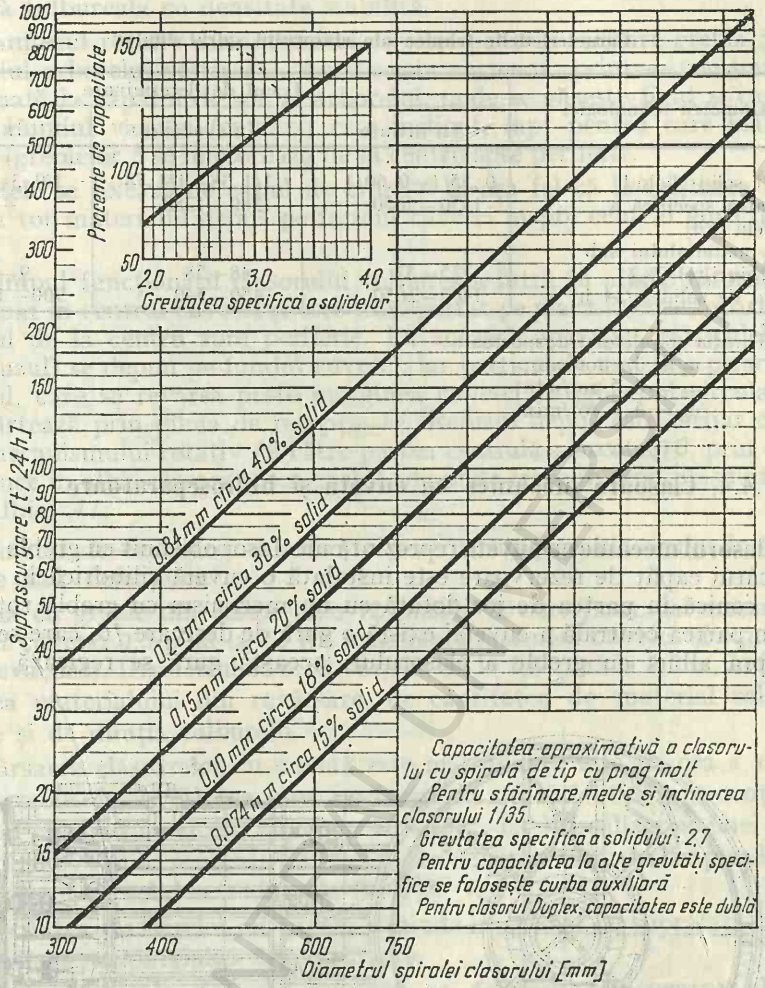
— clasoare cu prag înalt de revărsare, la care lagărul inferior este sub nivelul tulburelii (fig. 7.8); aceste clasoare sînt cele mai des folosite pentru circuitele normale de măcinare;

— clasoare cu submersiune la care pragul de revărsare este mult mai înalt, astfel că partea inferioară a spiralei este complet cufundată în tulbureală, ceea ce face ca suprafața și volumul tulburelii să se mărească.

Pentru exploatare industrială se construiesc clasoare cu una sau mai multe spirale.

Capacitatea de prelucrare a acestor clasoare este în funcție de diametrul spiralei și de finețea la care se face clasarea. Diagrama din figura 7.9 indică capacitatea de producție a clasoarelor cu prag înalt de revărsare.

Clasoarele spirale se compun din următoarele părți principale: cuva, spiralele transportoare, mecanismele de antrenare, mecanismele de ridicare,



7.9. Capacitatea de prelucrare în funcție de diametrul spiralei și de finețea de clasare.

grupuri de antrenare formate din motor-reductor. Viteza de rotație a spiralelor transportoare se poate modifica prin schimbarea diametrului roților și a curbelor de transmisie.

Caracteristicile tehnice ale unui clasor spiral dublu sînt prezentate în tabelul 7.4.

Clasoarele spirale sînt foarte simple în ceea ce privește descrierea și întreținerea, au o capacitate mare de producție și ocupă o suprafață mică. Consumul de energie este de asemenea redus, variind de la 1,4 pînă la 2,3 kW pentru 1000 t/24 h refuz.

Tabelul 7.4

Caracteristicile tehnice ale clasorului spiral duplex

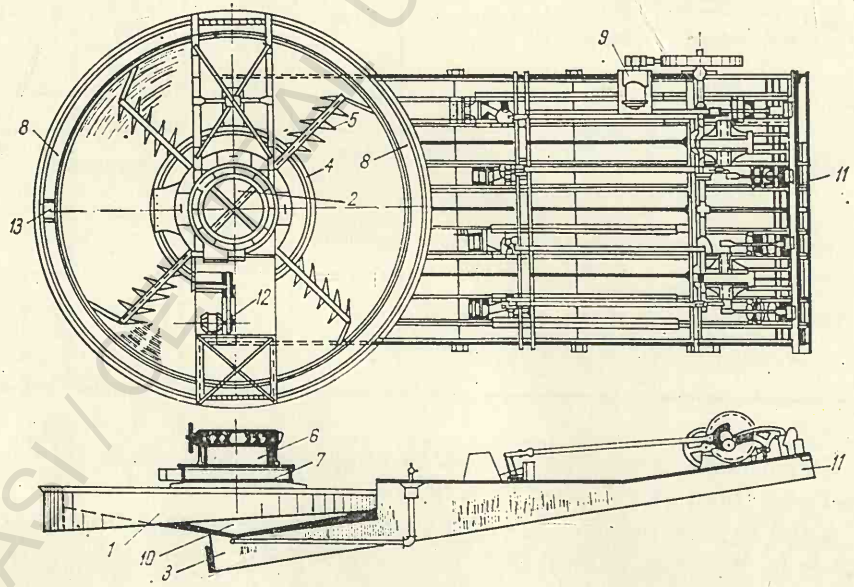
Parametrii tehnologici	Locul de determinare		
	La intrare	În evacuare	În refuz
Raport solid: lichid	0,55/1—0,60/1	1/1,38—1/1,78	1/0,3—1/0,34
Greutatea specifică a tulburelii [g/l]	1550—1650	1280—1380	—
Finețea materialului sub 200 ochiuri/țol [%]	25—32	48—58	9—14
Debitul de solid [t/24 h]	1460—2050	450—540	900—1600

Turația spiralelor transportoare:
$n_1 = 3{,}4$ rot/min;
$n_2 = 4{,}5$ rot/min;
$n_3 = 5{,}5$ rot/min.

7.4.4, Clasoare mecanice cu cuvetă și hidroseparatoare

Clasorul mecanic cu cuvetă reprezintă un clasor obișnuit cu greble (fig. 7.10) la al cărui capăt de rezervoare este instalată o cuvetă cilindrică în partea de sus și conică în partea de jos dotată cu un mecanism cu grebla rotativ *1*.

În partea centrală a cuvetei există o gură de desecare *10*, care se deschide deasupra albiei cu greble a clasorului; această gură se reglează printr-un șubler.



7.10. Clasor mecanic cu cuvetă.

La periferia cuvetei este amplasat un jgheab colector-circular *8*, în care se revarsă tulbureala cu densitate stabilită.

Mecanismul rotativ din interiorul cuvetei pune în mișcare grebla 5, prin intermediul arborelui vertical *2*. Acesta este antrenat printr-o transmisie cu melc, situată la capătul de sus al arborelui, unde se găsește fixat și capul de cruce *4*. Fundul vasului (cuvetei) este înclinat, fapt pentru care înălțimea paletelor (greblelor 5 se micșorează de la centru spre periferie.

Paletele se fixează de capul de cruce *9* în așa fel că la mișcarea lor ele pot dirija tot materialul depus pe fundul cuvetei înspre centrul gurii de evacuare.

În timpul funcționării clasorului tulbureala intră în alimentatorul cilindric *6* situat în centrul cuvetei și este transportat pe placa *7*, care repartizează materialul de la centru spre periferie. La această operație, particulele mai mari (refuzul) se depun pe fundul cuvetei, iar particulele mai fine pleacă spre preaplinul, care se revarsă peste marginea cuvetei în jgheabul circular *8* și se îndepărtează prin pîlnia de recepție *13*. Refuzul depus este dirijat de grebla 5 a mecanismului rotativ *12* către partea centrală a cuvetei *10*, prin care el se introduce în albia clasorului cu greblă, de unde trece în mod obișnuit peste pragul albiei *11*.

Robinetul de evacuare *3* servește pentru curățirea clasorului în caz de accidente sau defecțiuni.

Rama cu greble din clasor face 12 pînă la 30 curse/min., iar mecanismul rotativ al cuvetei 0,5 pînă la 12 (în funcție de mărimea cuvetei și cantitatea de refuz evacuat). Diametrul cuvetei variază de la 1,2 pînă la 8,5 m, în funcție de finețea materialului din revărsare, de cantitatea de material solid din revărsare și de diluția tulburelii.

Revărsarea clasoarelor cu cuvetă este mai diluată față de cea a clasoarelor cu greble. La realizarea unei revărsări de sub 0,2—0,1 mm conținutul procentual de solid în ea este de circa 20—25%, iar la realizarea unei revărsări de sub 0,074 mm, procentul de solid este de circa 10%, în timp ce la 0,03 mm, procentul de solid se reduce la 5—6%.

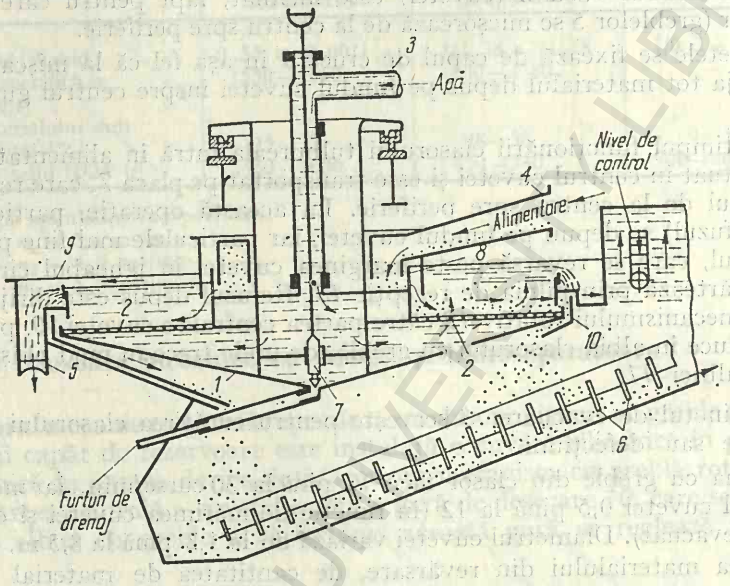
Capacitatea clasoarelor cu cuvetă depinde în special de suprafața cuvetei și de mărimea materialului din revărsare.

Hidroseparatoarele sînt utilaje care se folosesc tot pentru clasarea materialelor cu dimensiuni cuprinse între 0,6 și 0,074 mm. Aceste aparate pot fi folosite atît în circuitele de măcinare fină în circuit închis cu mori cu bile, cît și pentru desecarea nisipurilor. Hidroseparatorul este constituit dintr-o cuvă cilindrică pe al cărei fund înclinat, circulă lent greblele. Diametrul cuvei poate fi de 2 pînă la 8 m, iar în unele cazuri poate ajunge pînă la 15 m. Înălțimea cuvei este de 2,3 pînă la 3,3 m, iar înălțimea zonei situate mai sus de greblele cuvei este de aproximativ 1 m.

Materialul depus se evacuează printr-o pîlnie conică situată pe fundul hidroseparatorului și se îndepărtează cu ajutorul unei pompe sau a unui transportor cu melc.

7.4.5. Clasoare hidrooscilatoare

În vederea îmbunătățirii randamentului de clasare s-au introdus clasoarele hidrooscilatoare care sînt o combinare a unui clasor hidraulic cu cădere stînjenită cu un clasor mecanic cu greble (fig. 7.11).



7.11. Hidrooscilator.

Hidrooscilatorul reprezintă un clasor cu cuvetă vibratoare. El este constituit din fundul cuvetei *1*, diafragmă perforată *2*, prin care se introduce de jos în sus apă sub presiune alimentată prin conducta *3*. Materialul de clasat este alimentat sub formă de tulbureală prin jgheabul *4*, de unde se distribuie pe diafragma *2*. Materialul cu granulația sub cea stabilită pentru clasare trece în jgheabul colector de revărsare *5*, iar fracțiunea grobă trece în clasorul cu greble *6* prin intermediul pragului *10*. Hidrooscilatorul este dotat cu un dispozitiv de drenaj *7*, cu un jgheab de alimentare circular *8* și cu un preaplin circular *9*.

Rezultatele obținute cu hidrooscilatorul arată că atît în suprascurgere cît și în refuz cantitatea de grăunți rătăciți este mai mică decît în cazul clasoarelor mecanice obișnuite. Totuși datorită complexității constructive, acest tip de clasor nu este prea răspîndit.

7.5. Clasoare centrifugale cu evacuare hidraulică

7.5.1. Hidrociclonul

Dintre utilajele centrifugale cu evacuare hidraulică, utilizate pentru clasare, hidrocicloanele au căpătat cea mai largă răspîndire. În afara rolului

de clasor, hidrociclonul se mai utilizează ca aparat de îngroșare-limpezire, pentru deșlamare sau ca aparat de concentrare.

Tipul de hidrociclon cel mai des întîlnit (fig. 7.12) este alcătuit dintr-o cameră de deversare *1*, amplasată deasupra ștuțului de suprascurgere *2*. Camera de separare *3* formează corpul cilindric principal, care se continuă cu un corp conic *4*. Tronsonul conic se prelungește cu un dispozitiv 5 cu ajutorul căreia se schimbă și se fixează duza de descărcare *6*, care de obicei se confecționează din cauciuc. Pentru protecție antiabrazivă partea interioară se căptușește cu cauciuc *7*.

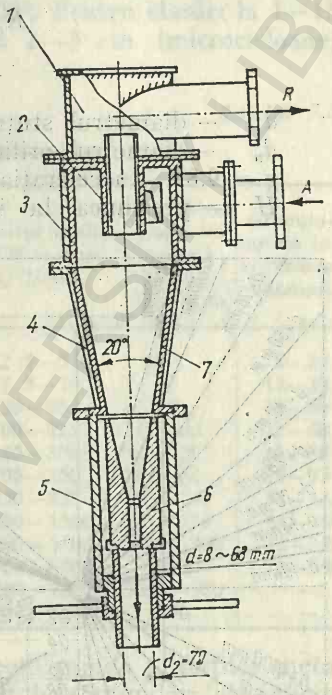
Hidrociclonul cauciucat servește la operațiile de clasare în mediu umed.

Materialul sub formă de tulbureală *A*, care urmează să fie supus clasării, se introduce tangențial, cu viteză mare (3—9 m/s), printr-o conductă amplasată pe porțiunea cilindrică a hidrociclonului. Materialul de la intrare lovește peretele circular și începe să formeze în partea conică un curent elicoidal descendent.

Particulele cu masă mai mare vor fi proiectate, sub influența forței centrifuge ce ia naștere datorită curentului rotativ, între periferia ciclonului și evacuate prin orificiul cilindric al duzei *6*.

Particulele fine vor migra către axa hidrociclonului și împreună cu o mare parte din apă vor fi evacuate prin tubul de revărsare *R*, situat la partea superioară.

Procesul de separare (clasare) pe baza greutății specifice sau pe baza dimensiunii particulelor minerale are loc în hidrociclon sub acțiunea a două forțe principale: *forța centrifugă*, a cărei mărime este în funcție de componenta tangențială a vitezei curentului de tulbureală și *presiunea curentului radial* care este determinată de mărimea curentului radial.



7.12. Hidrociclon cu căptușeală de cauciuc.

Mișcarea de rotație a fluidului și deplasarea acestuia dinspre periferie înspre centrul hidrociclonului și în direcție longitudinală, de-a lungul axului, sub influența componentei verticale a curentului, se datorește faptului că alimentarea cu tulbureală se realizează tangențial față de pereții aparatului, iar evacuarea produselor finite se face prin două orificii, plasate central față de axul de simetrie al hidrociclonului.

Forța rezultată dirijează particulele fine și cu greutate specifică mică spre partea superioară în revărsare, iar particulele grobe și cu greutate specifică mare spre partea inferioară.

Debitul de alimentare la hidrocicloanele obișnuite se calculează cu relația:

$$Q_H = Q_R + Q_I = 5K_D \cdot K_\alpha \cdot d_a d\sqrt{gH} \text{ [l/min]}$$

în care: K_D și K_α reprezintă coeficienții care țin seama de diametrul hidrociclonului D și de unghiul de conicitate α.

$$K_D = 0{,}8 + \frac{1{,}2}{1 + 0{,}1D}$$

$$K_\alpha = 0{,}79 + \frac{0{,}044}{0{,}0379 + \operatorname{tg}\frac{\alpha}{3}}$$

d — diametrul stuțului de suprascurgere (0,2—0,35 D), cm;
d_n — diametrul orificiului de alimentare (0,8 d), cm;
$g = 9{,}81$ — accelerația forței de gravitație, m/s²;
H — presiunea la intrare, kgs/cm².

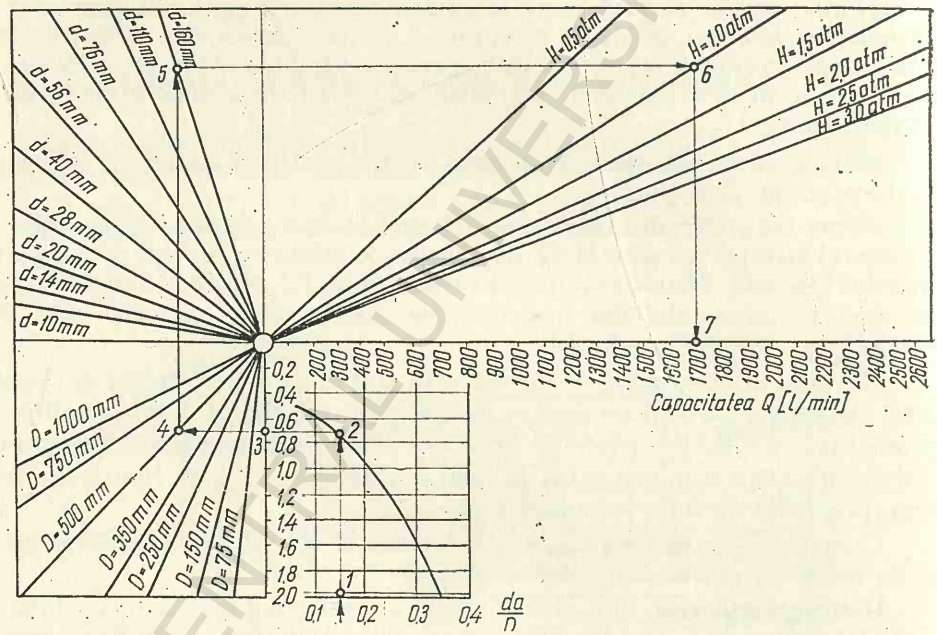


Fig. 7.13. Nomogramă pentru determinarea capacității hidrocicloanelor.

În general, capacitatea hidrocicloanelor utilizate ca aparate de clasare în circuit cu mori cu bile se calculează după debitul de revărsare care trebuie să fie egal cu capacitatea morii și pentru operativitate, aceasta se poate determina cu ajutorul nomogramei din figura 7.13. În acest caz este prezentat și un exemplu de folosire și anume: fie $\frac{d_a}{D} = 0{,}15$; $D = 500$ mm;

$d = 160$ mm, iar presiunea de lucru 1 at. Pornind pe direcțiile: *1—2*, *2—3*, *3—4*, *4—5*, *5—6* și *6—7*, se găsește punctul *7*, care reprezintă debitul hidrociclonului respectiv, în l/min.

BCU IAȘI CENTRALA UNIVERSITARĂ LIBRARY

Tendința actuală este de a înlocui clasoarele mecanice din circuitele de măcinare, cu hidrocicloane, întrucît acestea prezintă o serie de avantaje cum sînt: ocupă spațiu mult mai redus și au o eficiență de clasare superioară, chiar și la dimensiuni de clasare de sub 0,02 mm.

În tabelul 7.5 sînt prezentate date orientative pentru alegerea hidrocicloanelor de clasare cu unghiul conicității $\alpha = 20°$. Pentru clasări la 1—15 microni se folosesc hidrociloane cu diametre de 2—3 cm (microcicloane) grupate în baterii.

Tabelul 7.5

Date orientative pentru alegerea hidrocicloanelor

Diametrul hidrociclonului D [mm]	Diametrul ștuțului de suprascurgere d, față de D	Diametrul orificiului de alimentare d_a+ față de d	Diametrul duzei de îngroșat d_i față de d	Debitul mediu (la $H = 1$ at) Q [l/min]	Diametrul conductei pompă hidrociclon [mm]	Granulometria în revărsare [microni]
15	0,3—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	2,5—5,0	—	8—25
25	0,3—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	7,5—15,3	—	13—38
50	0,2—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	30—60	25	18—50
75	0,2—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	60—125	25—50	22—60
125	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	125—250	25—50	26—80
150	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	200—350	25—50	28—95
250	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	450—850	50—100	37—135
350	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	850—1500	75—150	44—180
500	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	1500—3000	150—200	52—240
700	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	3500—6500	200	73—340
1000	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	6200—10000	250—300	—
1400	0,2—0535	1,0—0,5	0,2—0,7	12000—24000	500	—

Ca deficiențe în funcționare se semnalează uzura rapidă a părților metalice și a duzei de evacuare a îngroșatului, precum și dese înfundări ale oficiului de evacuare a produsului îngroșat.

Pentru a le mări durata de funcționare, hidrocicloanele se căptușesc în interior cu cauciuc, materiale ceramice sau plăci de bazalt etc.

7.5.2. Clasoare mecanice centrifuge

Clasorul mecanic centrifug (fig. 7.14) este utilizat în special pentru desecarea șlamurilor de cărbune. El este alcătuit din mantaua tronconică *1*, pusă în mișcare de rotație de roata *2*. Piesa *3*, pe care este montată spirala *4*, se rotește independent de *1*, în același sens, dar cu o viteză puțin mai mică. Ea este pusă în mișcare de un mecanism cu roți dințate montat în carcasa 5, care acționează asupra unui angrenaj montat pe axul interior *6*, cuplat cu axul gol spiralat *7*.

Tulbureala este alimentată prin conducta *8*, care străbate fusul și este descărcată prin orificiile *9* în interiorul axului gol al spiralei, de unde prin orificiile *10* intră în interiorul mantalei tronconice *1*.

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Aici, datorită forței centrifuge, materialul solid este depus pe peretele interior al mantalei, de unde este luat de spirala *4* și evacuat prin *11* în compartimentul *12* al carcasei.

Tulbureala cu material fin în suspensie se elimină, prin orificiile *13*, în compartimentul *14*, de unde este condusă mai departe. Se poate introduce și apă de spălare prin conducta *15* și orificiile *16*.

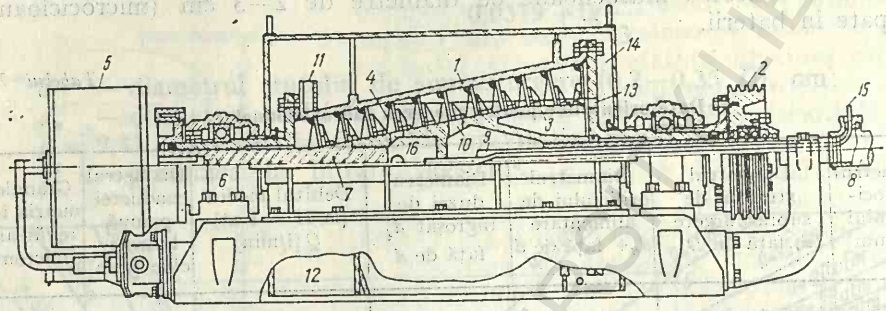


Fig. 7.14. Clasor centrifugal.

Un asemenea aparat a fost experimentat și omologat cu rezultate bune în bazinul Kuznețk din URSS.

Parametrii de bază ai clasoarelor mecanice centrifuge sînt prezentați în tabelul 7.6.

Tabelul 7.6

Parametrii de bază ai clasoarelor mecanice centrifuge

Specificație	U/M	Capacitate, t/oră		
		30	60	100
Diametrul rotorului	mm	1100	1350	1500
Unghiul mantalei conului	grade	10	15	15
Viteza de rotație a rotorului	rot/min	900	700	730
Granulometria în tulburcala evacuată	mm	0,060	0,040	0,065
Puterea electromotorului	kW	85	155	310
Greutate, fără electromotor	kg	7700	8000	15100

7.6. Alte aparate moderne de clasare umedă

Exigențele tehnologiilor moderne în industriile consumatoare de materii prime minerale au condus la necesitatea clasării strînse a diverselor produse rezultate în uzinele de preparare. Utilajele clasice de clasare hidraulică: clasoare mecanice, conuri clasoare, clasoare piramidale etc, nu asigură obținerea unei clasări strînse satisfăcătoare în cazul unor consumatori pretențioși. Această situație a condus ca în ultimele două decenii să se caute noi sisteme de clasare. Astfel, au apărut diferite sisteme moderne de clasare, dintre care se prezintă cele mai răspîndite.

7.6.1. Clasoarul Lavodune și Lavoflux

Clasorul Lavodune a fost construit de firma Sogreah din Grenoble — Franța. Unul dintre tipurile Lavodune este prezentat în figura 7.15.

Acest aparat clasează în limitele 0,5 pînă la 20 mm. Alimentarea se realizează prin dispozitivul *A* și tulbureala ajunge în aparatul de clasare *1*, cu o

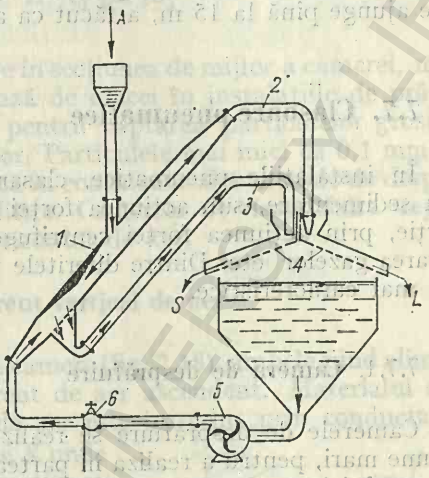


Fig. 7.15. Clasorul Lavodune.

înclinare de cca 45°. Aici tulbureala este intersectată de curentul de apă care circulă în sens invers ca urmare a pompei 5 și deschiderii ventilului *6*.

Particulele sub dimensiunea stabilită trec prin tubul *2* pe sita *4*, de unde rezultă produsul fin *L*. Particulele mai grele și cu dimensiunea mai mare ca cea stabilită trec în tubul *3*, de unde prin sita *4* se colectează produsul finit *S* (grob).

Tipul Lavoflux realizează clasări mai strînse.

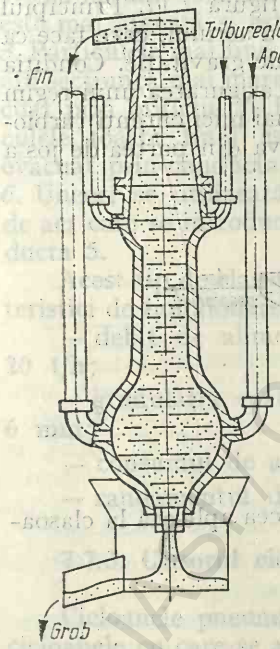


Fig. 7.16. Clasorul Rheax.

7.6.2. Clasorul Rheax

Acest clasor se fabrică de asemenea într-un număr mare de tipuri, fiecare avînd un domeniu specific de utilizare.

În figura 7.16 se prezintă unul dintre aceste aparate care realizează o clasare în domeniul 0,1—0,8 mm. Tulbureala este alimentată pe la mijlocul vasului în partea în care secțiunea este mărită.

Prin partea de jos, lateral și tangențial, se introduce o anumită cantitate de apă suplimen-

tară, care urcînd, întîlnește curentul de tulbureală alimentat pe la mijlocul aparatului.

Particulele mai grele și cu dimensiuni mai mari se evacuează prin partea de jos a aparatului, iar cele ușoare și cu dimensiuni reduse se ridică și trec în suprascurgere.

Productivitatea acestor aparate ajunge pînă la 50—60 m³/h de material solid. Consumul mare de apă, circa 10 m³/t, și înălțimea mare a aparatului, care ajunge pînă la 15 m, a făcut ca acest aparat să fie mai puțin răspîndit.

7.7. Clasoare pneumatice

În instalațiile pneumatice, clasarea se produce prin diferite metode: prin sedimentare, sub acțiunea forței de gravitație, cu ajutorul forțelor de inerție, prin acțiunea forței centrifuge sub acțiunea forțelor electrice, prin filtrarea gazelor etc. Dintre diferitele tipuri de separatoare vor fi prezentate cele mai caracteristice.

7.7.1. Camera de desprăfuire

Camerele de desprăfuire se realizează din tablă de oțel, au în general volume mari, pentru a realiza în partea de mijloc o reducere a vitezei gazelor sau aerului încărcat cu praf și au forma camerei din figura 7.17. Principiul separării constă tocmai în reducerea vitezei de mișcare a aerului, care face ca particulele de praf să se depună sub acțiunea forțelor de gravitație. Condiția ce se impune în timpul exploatării acestor aparate este asigurarea unui regim laminar de curgere a gazului, deoarece existența celor mai mici curenți turbionari poate provoca ridicarea particulelor depuse în cuva din partea de jos a camerei.

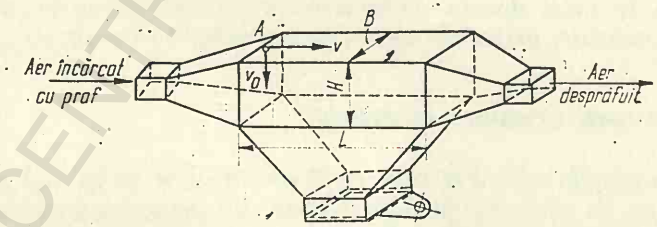


Fig. 7.17. Camere de desprăfuire.

Metoda de dimensionare a camerei este similară cu cea aplicată la clasoarele hidraulice piramidale. Astfel:

Lungimea camerei

$$L = \frac{v \cdot H}{v_0} \text{ [m]}$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

unde: L este lungimea camerei, m;
v — viteza curentului de gaze la intrarea în cameră, m/s;
v_0 — viteza limită de cădere a celor mai mici particule, m/s;
H — înălțimea camerei, m.

Debitul camerei se determină cu relația:

$$Q = 3600 \cdot B \cdot H \cdot v_1 \ [m^3/h]$$

în care: B este lățimea camerei, m;
v_1 — viteza curentului de gaze în secțiunea de mijloc a camerei, m/s;

Camerele de desprăfuire se utilizează de obicei în instalațiile de prăjire magnetizantă a minereurilor de fier, pentru captarea particulelor grosiere antrenate de curentul de gaze din cuptor. Particulele mai mici ca 0,1 mm nu sînt reținute în aceste instalații. Se aplică în continuare alte metode de desprăfuire, de exemplu, metoda cu electrofiltre. Camerele de desprăfuire reprezintă clasoare pneumatice cu curent orizontal de aer.

7.7.2. Clasorul gravitațional cu curent vertical de aer

Acest tip de clasor constă din două camere (fig. 7.18), ambele fiind alimentate pe la partea inferioară cu un curent de aer ascendent. Materialul este alimentat prin pîlnia *1*, iar curentul de aer este introdus prin conducta *2*. Particulele grobe cad la fundul camerei *8* unde viteza aerului este mai mare, deoarece secțiunea este mai îngustă și este evacuat prin orificiul *3*. Particulele mai fine se depun în camera *7* care are secțiunea mai mare și de unde apoi este evacuat prin orificiul *4*. Praful propriu-zis (particulele foarte fine) este antrenat cu aerul și evacuat prin conducta de la partea superioară *6*. Uneori se utilizează un curent suplimentar de aer care se introduce în camera *7* prin conducta 5.

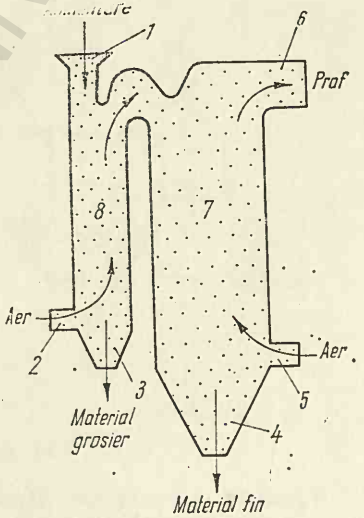


Fig. 7.18. Clasor în curent vertical de aer.

Acest tip de clasor are următoarele caracteristici de funcționare;

— debit de alimentare cu material, 15—20 t/h;

— granulația materialului de clasat, 0—6 mm;

— consumul de aer, 5—6 m³/min și t;

— randamentul de clasare, 75—80%.

7.7.3. Clasorul ciclon

Cicloanele pneumatice funcționează după același principiu ca și hidrocicloanele cu care se aseamănă din punct de vedere constructiv, dar care au dimensiuni mult mai mari (diametre de 1,0—2,5)m).

BCU ASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Un astfel de aparat este compus dintr-un rezervor de tablă *1* (fig. 7.19) de formă cilindrică la partea superioară și conică *3* la partea inferioară, unde se termină cu o deschidere închisă cu registru *4*. La partea superioară aparatul este închis printr-un capac, în centrul căruia este montată conducta 5, prin care se evacuează aerul fără material. Curentul de aer încărcat cu material de clasat intră tangențial în partea cilindrică a aparatului prin conducta *2* și capătă astfel o mișcare circulară în interiorul ciclonului. Datorită forței centrifuge, particulele mai mari și mai grele sînt proiectate spre periferie, iar acțiunea forței de gravitație le coboară în spirală spre vîrful conului. *Mărimea forței centrifuge*, care acționează asupra particulelor în interiorul ciclonului, se poate exprima prin relația:

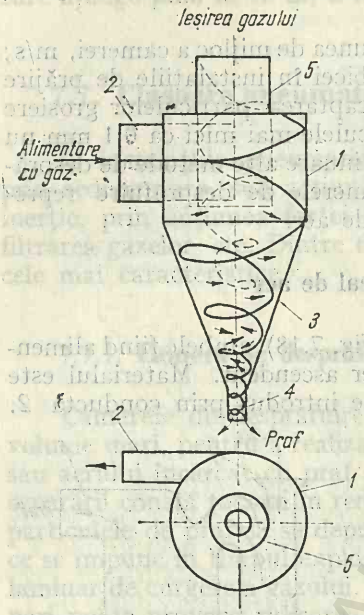


Fig. 7.19. Clasorul ciclon.

$$F = \frac{m \cdot v^2}{r} \text{ [kg]}$$

în care: m este masa particulei, kf s²/m;

v — viteza periferică de mișcare a particulei în ciclon, m/s;

r — raza părții cilindrice a ciclonului, m

Dacă particula are greutatea G, masa ei va fi:

$$m = \frac{G}{g} \text{ [kg.s²/m]}$$

unde g este accelerația gravitației, m/s².

În acest caz:

$$F = \frac{G \cdot v^2}{g\, r} \text{ [kg]}$$

Tabelul 7.7

Caracteristicile tehnice ale clasoarelor pneumatice de tip ciclon

Diametrul [mm]	Înălțimea [mm]	Cantitatea de gaze trecută [m³/min]	Dimensiunea tubului de intrare [mm]	Dimensiunea tubului de ieșire [mm]	Dimensiunea tubului de evacuare [mm]
1750	2535	120—150	550×274	700	125
2350	3455	255—330	750×425	1000	125
2700	3950	360—400	900×500	1200	125

Cicloanele pneumatice au avantajul că sînt aparate simple, ușor de construit și de întreținut și nu necesită consum mare de energie.

În tabelul 7.7 se prezintă caracteristici principale ale clasoarelor pneumatice de anumite dimensiuni. Viteza aerului la intrare în ciclon este de 13—15 m/s, iar la evacuare este de 5—6 m/s.

În cazul separării particulelor foarte fine se folosesc baterii de cicloane cu diametre mici numite multiciclon (fig. 7.20). Aceste aparate au o capacitate mare de prelucrare și ocupă un spațiu redus. Sînt compuse dintr-un corp comun *1*, din grătarele suport *2* și *3*, o conductă pentru intrarea gazului cu praf *4*, elementele cicloane 5, conducta pentru evacuarea gazului purificat *6* și pîlnia conică pentru reținerea particulelor colectate *7*.

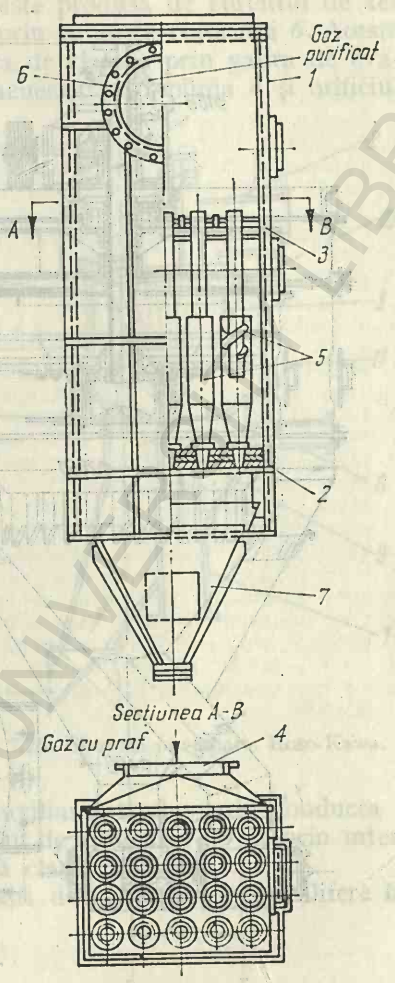


Fig. 7.20. Baterie multiciclon.

7.7.4. Separatorul pneumatic centrifugal

În figura 7.21 se prezintă separatorul pneumatic centrifugal de tip Mehanabrî, cu dispozitivele de evacuare în partea de jos *1*. Rotorul *2* este format dintr-o conductă care ține loc de ax vertical. Pe rotor sînt fixate paletele ventilator *3* și *4* care împrăștie materialul de pe talerul 5, în funcție de regulatorul *6*. Materialul introdus prin axul *2* cade pe talerul 5. De pe taler, materialul este aruncat de forța centrifugă în sus, de unde apoi sub influența curentului de aer la ventilator, grăunții cad în mod invers. În acest circuit, grăunții mai mari cad în orificiul *7* în timp ce grăunții fini se evacuează prin dispozitivul *8*.

7.7.5. Clasoare pneumatice moderne

Clasorul pneumatic Microplex. Acest tip de clasor este construit de firma Alpine A.G., din R. F. Germania și este prezentat în mod schematic în figura 7.22. Clasarea se face pe baza forței centrifuge. Materialul cade din pîlnia de alimentare *1*, pe pereții din spațiul de clasare *3*. Aerul care pătrunde printre paleți în spațiul de clasare, circulă în interior după traectorii în formă de spirală *4*.

Particulele mai fine sînt transportate spre interior și părăsesc spațiul de clasare prin deschiderea centrală *2*.

Particulele mai grobe sînt azvîrlite spre exterior și sînt executate de o spirală *5*. Se construiesc două tipuri de clasoare cu diametrul spațiului de clasare între 132 și 800 mm, domeniul de clasare fiind între 2 microni și 40 microni, iar capacitatea de la 50 la 6 000 kg/h.

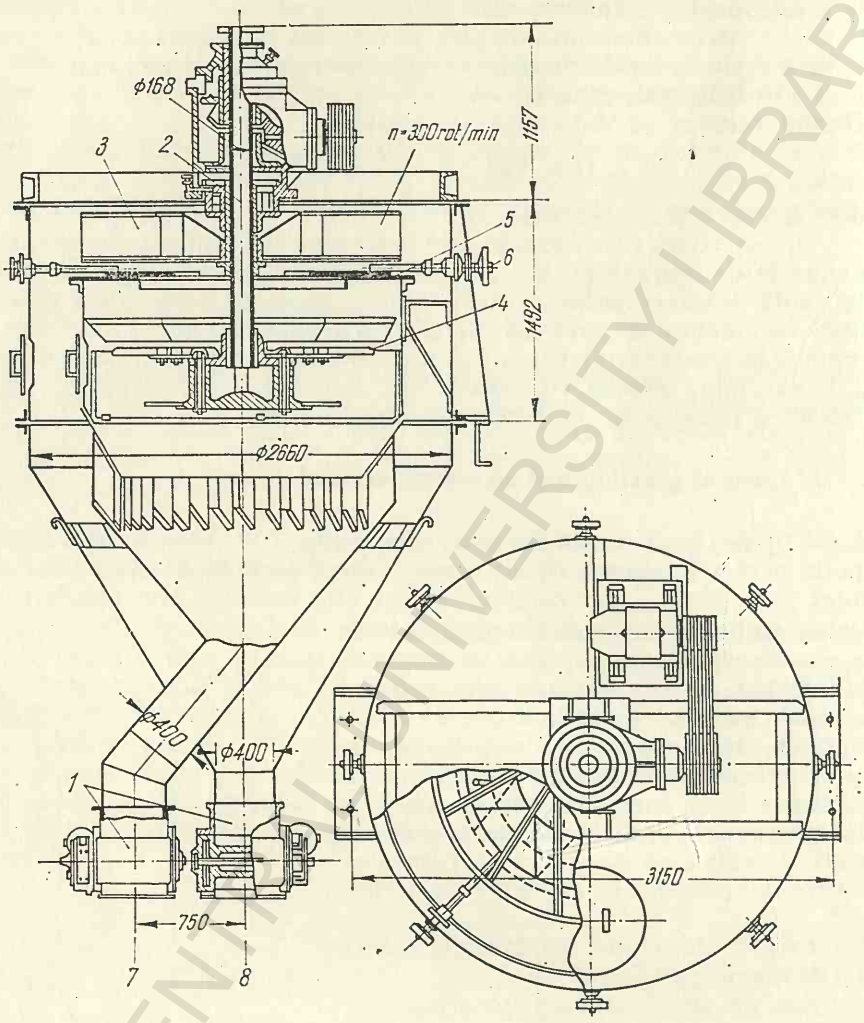


Fig. 7.21. Separatorul pneumatic centrifugal.

Clasorul pneumatic Hoso-Kawa. Este realizat de firma japoneză Hoso-Kawa Iron Warks și prezentat schematic în figura 7.23.

Cunoscut sub numele de separator micronic, acest separator are o construcție metalică în care materialul de clasat intră în aparat prin conducta principală de transport *1* și este transportat ascendent printr-un curent de aer produs de un ventilator. În acest fel materialul intră în camera de clasare 5, unde se rotește un rotor *3* de construcție specială, antrenat de un motor electric *12*. Prin interiorul paletelor *10* și fantelor *6* se creează un curent cu o forță centrifugă care aruncă supragranulația spre pereții camerei

BCU CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

de clasare. Forța interioară sau centripetă este produsă de curentul de aer și particulele fine sînt dirijate spre interior prin canalele rotorului *6*. Aceste particule fine sînt apoi evacuate din camera de clasare prin gaura de evacuare *2*. Supragranulația coboară și se evacuează prin pîlnia *4* și orificiul

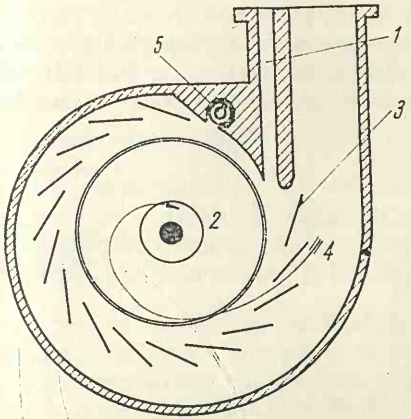


Fig. 7.22. Clasorul pneumatic Microplex.

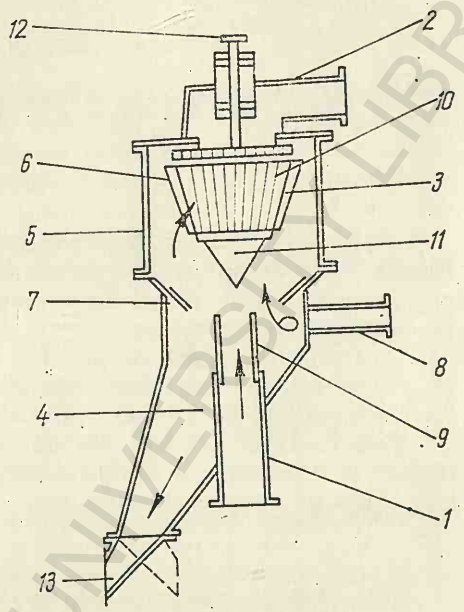


Fig. 7.23. Clasorul pneumatic Hoso-Kawa.

13. Prin inelul de curățire *7* și a aerului auxiliar introdus prin conducta *8* cu ajutorul conductei reglabile pentru debitul de alimentare *9* și prin intermediul conului de ghidare *11*, se realizează clasarea dorită.

Acest clasor este destinat pentru clasări de substanțe nemetalifere în domeniul de sub 43 microni.

BIBLIOGRAFIE

1. HUBER-PANU, I., POPA, E. Contribuții la stabilirea unei metode de calcul a capacității mașinilor de măcinare, Studii și Cercetări de Metalurgie, Nr. 11, 1957.
2. HUBER-PANU, I. Manualul inginerului de mine, Editura Tehnică, București, 1956.
3. CRĂESCU, I., KRAUSE, SANDA, SÎRBU, R., CONSTANTIN, D., HANES, N. Prepararea substanțelor minerale utile, Editura didactică și pedagogică — București, 1982.
4. SCHUBERT, H. Aufbereitungsfester nineralischen Rohhstoffe, VEB-Leipzig, 1968.
5. DOBRESCU, L. L. Preparabilitatea substanțelor minerale utile (Bazele teoretice ale mineralurgiei), Editura Academiei R.S. — București, 1978.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

PARTEA A TREIA

CONCENTRAREA GRAVITAŢIONALĂ

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 8

CONCENTRAREA ÎN MEDII DENSE

Majoritatea instalațiilor moderne de preparare a cărbunelui sînt prevăzute — cel puțin pentru cărbunele de granulație mare — cu instalații de preparare în medii dense. Extinderea preparării în medii dense se bazează pe următoarele avantaje:

— realizarea unei selectivități ridicate;
— se asigură capacități specifice mari;
— funcționarea nu este influențată de variațiile de debit.

Dezavantajul privind necesitatea unor instalații anexe complicate de reglare și regenerare a mediului dens este în orice caz compensat prin cele trei avantaje enumerate mai sus.

8.1. Bazele teoretice ale preparării în medii dense

Prepararea în medii dense realizează separarea între granulele minerale exclusiv după densitate, fiind independentă de alte însușiri ale materialului tratat.

Spre deosebire de alte tehnologii de preparare, mediu de lucru nu este apa, ci un fluid de greutate specifică mai mare decît a apei, intermediară între greutățile specifice ale speciilor minerale care urmează a fi separate.

Separarea se realizează prin scufundarea granulelor minerale cu greutatea specifică mai mare decît densitatea mediului de lucru și plutirea granulelor mai ușoare.

Elementul de separare este deci mediul dens însuși, a cărui densitate se reglează în funcție de caracteristicile materiei prime supusă preparării și de scopul acesteia. În funcție de compoziția densimetrică a materialului supus preparării și de caracteristicile cerute de beneficiari pentru produsele preparării, densitatea mediului poate fi reglată în domeniul dorit: pentru cărbuni între 1,3 și 2,0 kg/l, pentru minereuri în funcție de speciile minerale de obicei peste 2,6 kg/l.

8.1.1. Clasificarea mediilor dense

Mediile de lucru se pot clasifica în medii stabile și instabile. Acestea din urmă reprezintă diferite suspensii de minerale fin diseminate (măcinate) în apă.

BCU IASI UNIVERSITY LIBRARY

Exemple:

Medii stabile		Medii instabile (medii dense)	
fluide sau *soluții*		suspensii de apă-solid	
organice	*anorganice*	*Instabile*	*Stabilizate*
Pentacloretan	Clorură de calciu	Suspensii de nisip Suspensii de magnetită	Suspensii de argilă și baritină

Mediile stabile sînt lichide sau soluții grele — organice sau anorganice omogene care nu au tendință de separare. Utilizarea lor industrială prezintă interes istoric. În 1934 au fost abandonate ultimele instalații industriale utilizînd ca mediu de lucru soluțiile, datorită cheltuielilor ridicate pierderilor specifice mari și tendinței de coroziune a instalațiilor. În prezent se utilizează doar în laborator pentru controlul funcționării instalațiilor de preparare. Dăm mai jos densitățile maxime realizabile pentru diferitele mediil stabile:

Medii organice [kg/l]		Soluții anorganice [kg/l]	
Tricloretilenă	1.47	clorură de sodiu	1,2
Tetraclorură de carbon	1,60	clorură de calciu	1,4
Pentacloretan	1,68	clorură de zinc	1,8
Dibrometilenă	2,17	iodat de potasiu	3,1
Bromoform	2,89		
Tetrabrometan	2,96		

Pentru realizarea densității dorite mediile organice se pot dilua cu benzină, iar cele anorganice cu apă.

În comparație cu mediile stabile, suspensiile grele formate din particule fine de minerale cu greutate specifică mare insolubile în apă — tind mai mult sau mai puțin să se separe de apă prin sedimentare. Conținutul de solid și apă se reglează în funcție de densitatea dorită a mediului dens și a materialului de îngreunare. Se pot utiliza ca materiale de îngreunare diferite minerale ale căror caracteristici principale sînt date în continuare.

Minerale metalifere			Minerale nemetalifere
Magnetice		Nemagnetice	
Ferosiliciu (15% Si)		*Galenă*	*Baritină*
Densitate	6,8 g/cm³	7,5 g/cm³	4,25 g/cm³
Duritate	5—6	2,6	3—3,5
Magnetită		*Pirită*	*Nisip* (cuarț)
Densitate	5,1 g/cm³	4,9—5,2 g/cm³	2,6 g/cm³
Duritate	6	6—6,5	6—7
Hematit		*Ilmenit*	*Steril/sterile de flotație*
Densitate	5,2 g/cm³	4,6 g/cm³	2,3—2,6 g/cm³
Duritate	5,5—6	6	3

Chiar în cazul suspensiilor cu pronunțate tendințe de separare a fazelor s-a încercat mereu obținerea unei separări statistice ideale în care mediul dens să fie asimilat cu un sistem coloidal prin amestecul cu argile și prin aceasta mediul dens să fie considerat ca stabilizat. Este binecunoscut un mediu dens de acest tip la instalația de preparare Sofia—Jakoba care a utilizat barita fin măcinată în amestec cu argila în proporție de 1:2.

Stabilirea mediului de lucru la pornirea instalațiilor de preparare Lupeni și Coroiești (înainte de ultima modernizare) s-a realizat de asemenea prin introducere de argilă sau șlam steril cu conținut ridicat de argilă în circuitul de mediu.

Mediile stabilizate au însă același inconvenient: sînt utilizabile într-un domeniu limitat de densitate și nu pot depăși în general densitatea de 1,6—1,7 kg/l. Întrucît odată cu densitatea crește și viscozitatea (consistența) suspensiilor, rezultă că mediile dense trebuie să aibă anumite proprietăți și să se încadreze în anumite condiții atunci cînd separarea trebuie să decurgă într-o suspensie instabilă, pe cît posibil fără rătăcirea produselor. Pentru realizarea acestui deziderat se preferă separarea statică.

8.1.2. Condiții impuse mediilor dense

Acestea se referă la caracteristicile suspensiilor grele privind densitatea, viscozitatea (consistența), stabilitatea și regimul de curgere.

Condiții privind densitatea. Figura 8.1 evidențiază corelația între densitatea suspensiilor grele și densitatea materialului de îngreunare. Rezultă că densitatea suspensiilor grele este determinată de densitatea și concentrația volumetrică a materialului de îngreunare. În principiu, densitatea

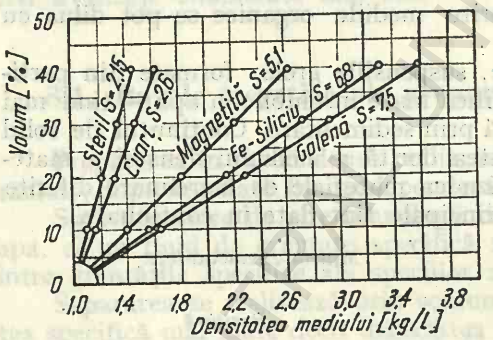


Fig. 8.1. Corelația între densitatea suspensiilor grele în funcție de concentrația volumetrică și densitatea materialului de îngreunare (S).

materialului de îngreunare trebuie să fie cît mai mare pentru a putea realiza industrial densitatea dorită a mediului de lucru. Se vede din figura 8.1 că domeniul densităților mediului — la aceeași concentrație volumetrică a materialului de îngreunare — este cu atît mai larg cu cît mai mare este densitatea materialului. Materialele de îngreunare cum este cuarțul — care aici reprezintă toate materialele de îngreunare nemetalice cu densitatea de aproximativ 2,5 g/cm³ descrise mai sus, inclusiv amestecul argilă-feldspat — ajung numai pînă la densitatea mediului de 1,5—1,6 kg/l. Materialele de îngreunare cu greutate specifică mare ca magnetita cu o densitate de 5,1 g/cm³ pot asigura un domeniu mai înalt, pînă la 2,0 kg/l. La prepararea huilelor, materialele de îngreunare nemetalifere pot fi utilizate numai pentru separare cărbune/mixte (C/M), în special prin utilizarea tehnologiilor cu curenți ascendenți pentru creșterea densității de separare.

Materialele de îngreunare metalifere sînt aplicabile și pentru separarea mixte/steril (M/S). Materiale de îngreunare ca ferosiliciu (6,8 g/cm³) și galena (7,5 g/cm³) pot atinge densități ale mediului de 3,0—3,5 kg/l necesare pentru prepararea minereurilor.

Pornind de la corelația care leagă cei 5 factori care caracterizează suspensiile, *Taggart* a stabilit 10 ecuații care pot fi derivate din ecuația de bază:

$$\text{densitatea} = \frac{\text{masă}}{\text{volum}}$$

dacă se notează cu:

V — procentul de solid în volum $\times \frac{1}{100}$

G — procentul de solid în greutate $\times \frac{1}{100}$

γ — greutatea specifică a solidului, g/cm³;

δ — greutatea specifică a mediului (suspensie), kg/l;

p — conținutul de solid, g/l de suspensie $\times \frac{1}{1\,000}$

reies ecuațiile lui *Taggart* prezentate în tabelul 8.1.

Tabelul 8.1

Formule de corelație

Nr.	V	G	γ	δ	p	Relația
1	V	G	—	δ	—	$\delta = \frac{1-V}{1-G}$
2	—	G	γ	—	p	$\frac{1}{p} = \frac{1}{G} - \frac{\gamma - 1}{\gamma}$
3	V	—	γ	δ	—	$\delta = 1 + V(\gamma - 1)$
4	—	G	—	δ	p	$p = \delta \cdot G$
5	V	—	γ	—	p	$p = \gamma \cdot V$
6	V	—	—		p	$\delta = 1 + p - V$
7	V	G	—	—	p	$G = \frac{p}{p \times 1 - V}$
8	V	G	γ	—	—	$\frac{1}{G} = \frac{1}{V \cdot \gamma} + \frac{\gamma - 1}{\gamma}$
9	—	G	γ	δ	—	$\frac{1}{\delta} = 1 - G\frac{\gamma - 1}{\gamma}$
10	—	—	γ	δ	p	$\delta = 1 + p - \frac{p}{\gamma}$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Pe baza teoriei *Mayer* privind reprezentarea vectorială a parametrilor suspensiilor — aplicabilă în egală măsură mediilor dense ca și oricărei tulbureli conținînd suspensii solide în apă — s-a putut stabili o diagramă simplificată care permite determinarea parametrilor suspensiilor dacă doi dintre aceștia sînt cunoscuți, fără a mai fi necesară memorarea formulelor de mai sus.

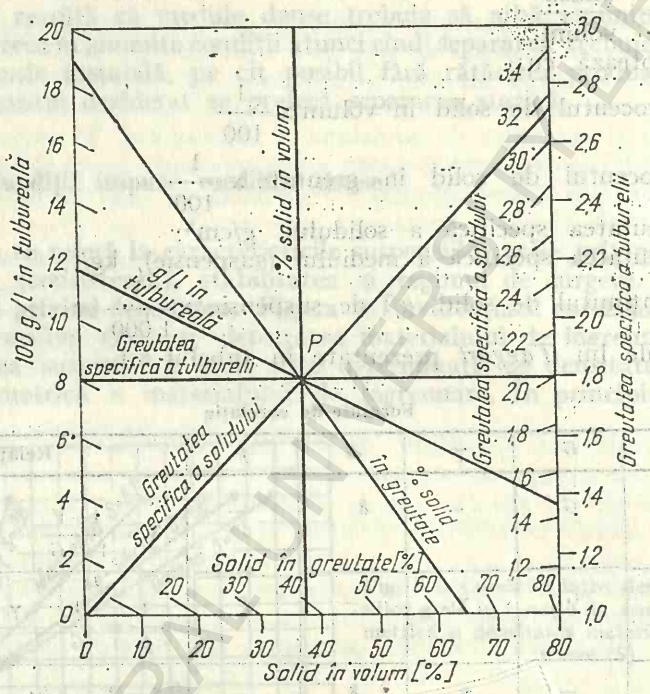


Fig. 8.2. Diagrama vectorială a parametrilor caracteristici ai suspensiilor.

În figura 8.2 sînt prezentate simplificat sub formă de vectori, cei 5 parametri caracteristici ai suspensiilor pentru înțelegerea modului de utilizare a diagramei *Mayer*.

Fiecare punct al diagramei este definit printr-o valoare dată a celor 5 parametri: densitatea suspensiei, proporția de solid (în greutate și volum), densitatea solidului și conținutului de solid în tulbureală.

Condiții privind viscozitatea (consistența). Posibilitatea de aplicare a procedeului de concentrare în medii dense este limitată pentru toate materialele de îngreunare la valoarea maximă de 40% a conținutului de solid în volum ($V_{max} = 0{,}4$).

În figura 8.3 este ilustrată creșterea viscozității suspensiei (denumită plastic și consistență) cu creșterea conținutului în volum a solidului.

Se evidențiază astfel faptul că la toate suspensiile grele, independent de densitatea materialului de îngreunare, viscozitatea crește liniar pînă la apro-

ximativ 30—35%, iar la aproximativ 40% marchează o creștere exponențială care determină imposibilitatea utilizării mediilor dense dincolo de această limită.

Importanța hotărîtoare a viscozității este determinată de faptul că împiedică scufundarea granulelor grele înrăutățind rezultatele separării.

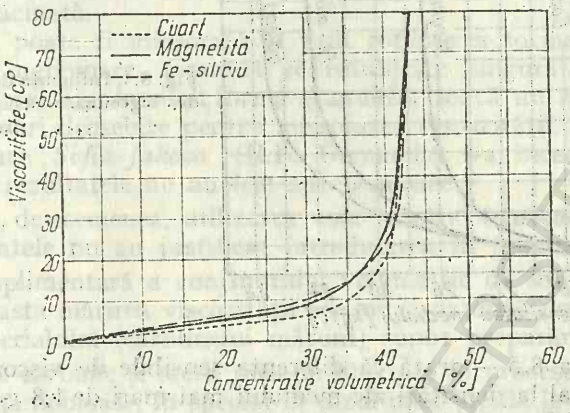


Fig. 8.3. Variația viscozității funcție de concentrația volumetrică.

La prepararea cărbunelui de granulație mare, datorită vitezei mari de scufundare a granulelor, nu se ridică probleme deosebite; granulația exercită încă o influență determinată la acele granule a căror viteză de cădere este redusă datorită diferenței mici de densitate față de mediu. Aceasta conduce la un conținut relativ ridicat de granule rătăcite pentru fracțiunile densimetrice învecinate densității de separare.

Viscozitatea devine problema centrală a separării în cazul tratării cărbunelui mărunt la densități de separare ridicate, datorită vitezelor reduse de scufundare caracteristice granulației respective, determinînd chiar imposibilitatea realizării unei separări corespunzătoare dacă nu intervin alte forțe, cum ar fi de exemplu forța centrifugă la separarea în ciclon.

De aceea la prepararea cărbunelui mărunt trebuie în mod special ca viscozitatea să fie menținută în domeniul corelației liniare a viscozității față de concentrația volumetrică.

Posibilitățile de reducere a viscozității sînt limitate. Viscozitatea este determinată în principal de densitate și în măsură mai redusă de granulația și forma granulelor materialului de îngreunare.

Din figura 8.4 se vede că la aceeași densitate a mediului, viscozitatea este cu atît mai scăzută cu cît densitatea materialului de îngreunare este mai mare deoarece concentrația volumetrică a materialului de îngreunare în tulbureală este cu atît mai redusă cu cît densitatea acestuia este mai înaltă. Suspensiile dense formate din materiale de îngreunare metalice sînt din acest motiv superioare, ele permițînd atingerea unor densități ridicate cu viscozități moderate.

Finețea materialului de îngreunare influențează de asemenea valoarea viscozității. Cercetările efectuate în laborator cu magnetită — prezentate

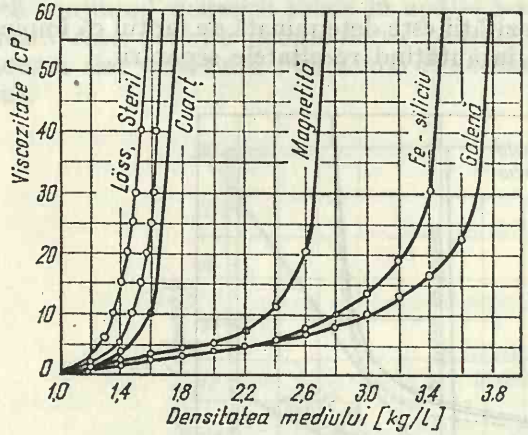


Fig. 8.4. Influența densității materialului de îngreunare asupra viscozității mediului.

grafic în figura 8.5 — arată că diferențe sensibile de viscozitate se înregistrează în special la densități ale mediului mai mari de 1,8 g/cm². Cu cît magnetita este mai fin măcinată cu atît domeniul creșterii experimentale a viscozității se deplasează spre densități mai reduse ale mediului. De exemplu, la densitatea de 2,0 kg/l mediul format din magnetită măcinată la 16 microni marchează o creștere exponențială a viscozității, în timp ce mediul de magnetită la finețea de 52 microni se menține în domeniul liniar. Prin utilizarea

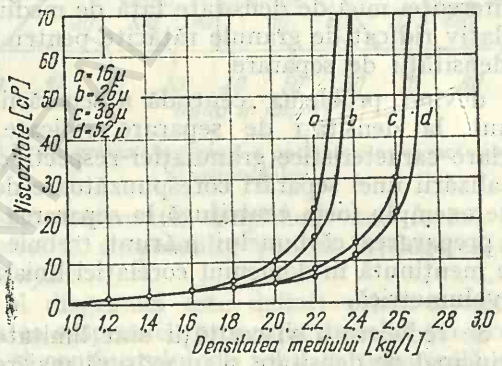


Fig. 8.5. Influența granulației magnetitei asupra viscozității.

magnetitei mai grobe densitatea mediului poate crește de la 2,0 la 2,4 kg/l fără modificarea viscozității.

Din punctul de vedere al viscozității nu este indicată măcinarea inutil de avansată a materialului de îngreunare.

Este considerat ca avantaj și cazul cînd materialul de îngreunare nu este prea friabil, pentru ca în cursul operațiilor de pregătire și în special de pre-

parare a mediului să rezulte o cantitate cît mai mică de material ultrafin (degradat). Mineralele și metalele care după *scara Mohs* au duritatea peste 6 sînt în mod deosebit adecvate pentru utilizare ca materiale de îngreunare.

Aceste caracteristici sînt hotărîtoare în special pentru prepararea granulației fine, întrucît la aceste granule datorită vitezei mai reduse de cădere și a necesității unui timp mai lung de separare este necesar să se lucreze cu magnetită fin măcinată.

Viscozitatea poate fi micșorată și prin rotunjirea formelor granulelor materialului de îngreunare. Granula se rotunjește singură în exploatare prin uzură (roadere). Dar întrucît forma granulelor joacă un rol neînsemnat, sînt necesare măsuri deosebite pentru micșorarea viscozității. Astfel la instalația de preparare *Sofia-Jakova* (R.F. Germania) s-a încercat încălzirea tulburelilor, dar rezultatele nu au fost spectaculoase.

S-a încercat, de asemenea, utilizarea unor reactivi tensioactivi în același scop, dar rezultatele nu au justificat introducerea în practică.

Creșterea suplimentară a conținutului volumetric de solid în mediu de lucru și prin aceasta mărirea viscozității are loc și datorită degradării granulometrice a materialului (cărbunelui mărunt) supus preparării.

Șlamurile de cărbune și steril puse în libertate în procesul de preparare sînt deosebit de periculoase, în special în cazul unor sterile levigabile, cu atît mai mult cu cît timpul de staționare în cuva de separare este mai îndelungat. Figura 8.6 indică impurificarea mediului dens cu șlam de cărbune și steril

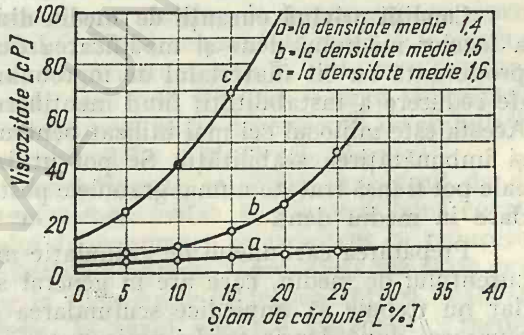


Fig. 8.6. Influența șlamului de cărbune asupra viscozității mediului de steril măcinat.

și creșterea acesteia cu densitatea mediului de lucru, stabilită prin cercetări de către Kriggsman. Impurificarea impune curățirea mediului pentru eliminarea subgranulației și șlamului secundar de cărbune și steril produs în cursul procesului de preparare.

Densitatea scăzută a șlamului determină creșteri pronunțate ale viscozității de lucru.

Condiții privind stabilitatea. Stabilitatea mediului dens și prin aceasta asigurarea constanței densității mediului de lucru pe întreaga secțiune a separatorului și în tot timpul separării este unul din țelurile către care s-a tins totdeauna pentru realizarea separării statice cu eficiență ridicată. Acestei condiții i se opune tendința firească de separare a fazelor mediilor instabile prin sedimentarea materialului de îngreunare.

Viteza de sedimentare a materialului de îngreunare, la aceeași densitate a mediului (respectiv tendința de separare a fazelor) este cu atît mai redusă cu cît este mai mare ponderea volumetrică a particulelor în suspensie, cu cît este mai mică densitatea și mai fină granulația acestora.

Mediile dense formate din materiale de îngreunare, cu densitate scăzută și respectiv proporție volumetrică ridicată a suspensiilor, au însă dezavantajul de a avea viscozitate ridicată și de aceea sînt inutilizabile pentru separarea sterilului și a granulației fine, cum s-a arătat mai sus. Dacă la aceste medii se adaugă un stabilizator cum ar fi argila pentru creșterea stabilității (cum se obișnuiește la Sofia-Jakoba), mediile respective se numesc stabilizante. Un mijloc de obținere a unei stabilități mai bune și a unei constanțe mai mari a densității este creșterea fineței, aplicabilă la toate materialele de îngreunare. Aceasta se utilizează în special la prepararea granulației mărunte de exemplu la separatorul cu bandă și la cicloane.

Diferite alte procedee au urmărit utilizarea proprietății de separare a fazelor în procesul de preparare.

La scară industrială, separarea fazelor în mediile instabile determină apariția unui strat superior din ce în ce mai diluat, a cărui densitate scade cu timpul, pînă la apariția unui strat superficial de apă caldă. Pe adîncimea cuvei de separare crește corespunzător densitatea mediului.

Prin utilizarea proprietății de stratificare a suspensiilor instabile la unele separatoare se poate obține separarea în trei sau mai multe produse. Este cazul cuvelor Tromp sau a cuvelor cu curenți laminari.

Condiții privind curenții de mediu din separator. Tendința de separare a fazelor mediului dens și modificarea densității acestuia este cu atît mai pronunțată cu cît materialul de îngreunare este mai grosier, una din căile de reducere a instabilității fiind menținerea suspensiei în continuă mișcare. Acesta este mijlocul cel mai utilizat pentru împiedicarea stratificării mediului și îmbunătățirea stabilității. Se pot utiliza mișcări turbionare. Pe această cale pot fi însă tratate numai granulele peste 15 mm cu viteză mare de scufundare în mediu dens.

Prepararea cărbunelui de granulație mare și măruntă impune reglări ale curentului de mediu, care are în general sens opus căderii granulelor grele, dar nu trebuie să împiedice scufundarea granulelor grele sau să deranjeze separarea după densitate. La majoritatea instalațiilor se utilizează un curent orizontal principal, care servește în primul rînd la transportul produselor și evacuarea produsului ușor, la care se adaugă un curent suplimentar ascendent.

Curentul ascendent trebuie astfel menținut sub control încît să corespundă vitezei de cădere a granulelor grele din cărbunele brut, granulației și densității critice a acestora. Cu cît este mai puternic curentul ascendent, cu atît se deranjează mai mult separarea după densitate și se transformă în separare după simptoticitate. Aceasta conduce neapărat la pierderi prin rătăcire. În cazul curenților divergenți nu poate fi evitată apariția turbioanelor de mediu, astfel încît curenții ascendenți sînt în primul rînd indicați în cazul preparării cărbunilor de granulație mare, pentru menținerea constantă a densității. La prepararea cărbunilor mărunți trebuie evitate complet mișcările

turbionare, curgerile laminare orizontale de mediu asigurînd realizarea scopului.

În urma mișcării mediului dens în separator, în special la separatoarele adînci — rezultă dificultăți de separare a granulelor cu densitatea apropiată de cea a mediului. Ele rămîn în mediul dens, se concentrează din greșeală în separator și împiedică în final scufundarea granulelor grele. Aceasta se poate evita prin mișcări turbionare care conduc granulele cu densitatea apropiată de cea a mediului fie împreună cu plutitul, fie cu scufundatul. De exemplu la separatorul cu cuvă scundă, prin curgeri orizontale laminare de mediu fără influență asupra produsului ușor și greu, ca la separatorul cu bandă scufundată, sau prin curenți ascendenți și descendenți, ca la majoritatea tipurilor constructive de separatoare. La toate separatoarele industriale se aplică una dintre aceste soluții.

Condiții de separare eficientă în medii dense. Separarea eficientă a mineralelor în medii dense presupune îndeplinirea condiției ca speciile minerale cu densitate diferită să fie capabile să se ridice la suprafața mediului în plutit sau să se scufunde la baza separatorului în funcție de densitate. Dacă particulele minerale nu sînt capabile să se miște vertical în coloana de mediu, separarea nu poate avea loc.

Experiențele efectuate de diferiți cercetători [27, 28] au evidențiat importanța presiunii de curgere asupra eficienței separării în medii dense. Pe această bază s-a subliniat că pentru reducerea erorilor de separare în cuvele cu medii dense, trebuie îndeplinite mai multe cerințe:

Presiunea de curgere și viscozitatea mediului trebuie reduse la minim. Aceasta se poate obține prin utilizarea materialelor de îngreunare cu densitate înaltă și prin defloculare mediului. Este interesant de notat că în general efectul așa numiților modificatori de viscozitate constă în reducerea presiunii de curgere (prin defloculare) mai mult decît prin acțiunea asupra viscozității. O presiune de curgere înaltă face ca separarea să fie dependentă de granulația alimentării și încurajează captarea particulelor mici de cele mari.

Argilele și bentonitele sînt des adăugate mediului în scopul de a-i asigura stabilitatea, dar acest sistem trebuie evitat. O cale mai bună constă în măcinarea mai fină a materialului de îngreunare concomitent cu reducerea cantității adăugate de agent stabilizator. Creșterea viscozității rezultate prin aceasta va avea un efect dăunător în comparație cu îmbunătățirea realizată prin reducerea presiunii de curgere. În cazul mediilor magnetice, mediul proaspăt și cel regenerat trebuie demagnetizate înainte de recircuitare.

— *Debitul de alimentare al cuvei* trebuie să fie cît mai uniform posibil. Deși unul din avantajele cuvelor cu medii dense constă în insensibilitatea lor la variațiile de debit, s-a stabilit că densitatea scade cu creșterea debitului de alimentare în special dacă mediul este floculat.

— Cu cît *limitele granulometrice* sînt mai înguste în alimentarea separatoarelor cu medii dense cu atît eficiența este mai înaltă la tratarea materialului mărunt. La separarea statică dacă nu este posibilă dispersarea mediului se indică vibrarea cuvei sau numai a mediului din cuvă.

— La capătul de alimentare trebuie asigurate *condițiile de intrare liniștită a cărbunelui* în cuvă la suprafața mediului. Debitul de alimentare trebuie astfel ales încît să se asigure mișcarea liberă a tuturor granulelor pentru a

elimina rătăcirile. O cădere verticală în cuvă va favoriza intrarea granulelor pentru a elimina rătăcirile. O cădere verticală în cuvă va favoriza intrarea granulelor ușoare sub nivelul suprafeței mediului și dacă datorită presiunii de curgere vor fi menținute în mediu, vor fi în pericol să părăsească cuva împreună cu produsul scufundat.

Cînd curentul principal de mediu care evacuează produsul ușor (plutitul) către preaplin este puternic, el poate conduce la o dependență crescîndă a densității de separare față de dimensiunea granulelor din alimentare.

— *Dispozitive simple de reglare* a proprietății mediului trebuie asigurate la toate instalațiile care utilizează medii floculate.

8.2. Tipuri constructive de separatoare cu medii dense

Principalii factori care influențează separarea realizată în cuvele cu medii dense sînt:

— proprietățile reologice ale mediului dens;
— forma și mișcarea dispozitivelor mecanice de evacuare a produselor finale (palete, elevatoare etc.);
— debitul de alimentare;
— dimensiunea granulelor alimentării.

8.2.1. Separatoare pentru granulație mare

Pentru asigurarea unei separări satisfăcătoare, separatoarele cu medii dense trebuie să îndeplinească următoarele cerințe:

— menținerea densității suspensiei pe toată înălțimea separatorului;
— să aibă adîncime suficientă pentru ca granulele din alimentare scufundate în cădere sub nivelul suspensiei să nu fie antrenate în produsul scufundat;
— să asigure introducerea alimentării în zona activă de separare fără perturbarea separării;
— să asigure evacuarea produselor cu un minim de perturbație în zona de separare și cu evacuare minimă de mediu de lucru;
— realizarea unei separări selective a plutitului de scufundare prin asigurarea timpului necesar pentru căderea granulelor grele și ridicarea granulelor ușoare la suprafață.

Separatoarele cu medii dense pot fi clasificate după următoarele criterii:

După *curentul de mediu dens* separatoarele se împart în două mari grupe:

— *separatoare statice*, caracterizate printr-un curent neînsemnat de mediu în cuvă. Pentru a evita sedimentarea materialului de îngreunare se folosesc medii stabilizate sau materiale de îngreunare foarte fin măcinate;

— *separatoare dinamice* caracterizate prin curenți de mediu puternici care se subîmpart după direcția și sensul curenților în: *separatoare cu curenți orizontali* și *separatoare cu curenți verticali* — ascendenți sau descendenți.

Întrucît aceste separatoare asigură continua mișcare a mediului care împiedică sedimentarea, se pot folosi suspensii mai grosiere cu viscozitate redusă.

După *forma constructivă*, separatoarele se împart, conform tabelului 8.2, în

Tabelul 8.2

Clasificarea tipurilor constructive ale separatoarelor cu medii dense

Forma exterioară	Felul extragerii produsului scufundat	Tipul constructiv al separatorului
Cuvă sau separator compartimentat	Numai prin curentul de mediu prin curgere liberă sau pompare cu diferite tipuri constructive de pompe	Conuri Chance și Wemco, Separatoare cu curent laminar sau separatoare cu bandă pentru scufundat.
	Elevatoare cu cupe sau transportoare cu raclete	Separator Sofia Jakoba Separator Tromp DSM cuvă scundă Cuva Skoda
	Spirale sau roți elevatoare celulare	Sep. cu roata elevatoare Humbold, Wedag. Sep. cu roata înclinată Drewbog și Wedag Nelson Davis Cuva Disa Cuva Teska
	Alte mijloace mecanice de extragere	Ridley-Scholes (cu bandă de cauciuc). Separator cu spirală Akins.
Separatoare tip tambur.	Spirale sau roată cu cupe	Tromel Wemco, Krupp, Tambur SKB

— *cuve de separare*;

— *tambur de separare (tromele)*.

Diferența esențială între aceste două tipuri de separatoare constă în faptul că în cazul *cuvelor de separare* suspensia grea și dispozitivele de evacuare a produsului greu (a celui scufundat) se află într-un rezervor fix de forma unei cuve scunde sau adînci sau a unui jgheab lung.

Diferențele majore între separatoarele din acestă grupă se referă în primul rînd la modul de evacuare a produsului greu și anume produsul greu se poate evacua prin:

— curgere liberă sub influența curentului de mediu sau prin pompare;

— cupe de elevator sau transportor cu racleți;

— roată elevatoare sau roată cu cupe (separatorul Nelson-Davis);

— palete, benzi sau melci de transport.

La separatoarele adînci, mediul de lucru se aduce sub oglinda mediului, asigurînd un ușor curent ascendent pentru evacuarea granulelor de densitate apropiată de cea a mediului, pentru evitarea colmatării cuvei. Curenții ascendenți vor fi cu atît mai puternici cu cît mediul este mai puțin stabil.

În unele cazuri tendința de separare-sedimentare a mediului se utilizează pentru separarea în trei produse (cuva Tromp).

Separatoarele tip tambur se caracterizează prin faptul că tamburul rotativ însuși constituie rezervorul în care are loc separarea, sau ca la separatoarele SKB și TESKA, cel puțin o parte a acestuia este pusă în mișcare de rotație.

Datorită selectivității mai mari se preferă în ultimii ani separatoarele cu roată elevatoare sau tamburi, acestea fiind mai puțin pretențioase pentru granulația materialului de îngreunare.

Produsul ușor se evacuează în general prin roata cu palete articulate ajutată de un ușor curent orizontal de mediu dens.

a. **Separatoare statice cu medii dense.** Se caracterizează prin curenți foarte slabi de mediu dens, atît plutitul cît și scufundatul fiind evacuate din cuvă prin mijloace mecanice.

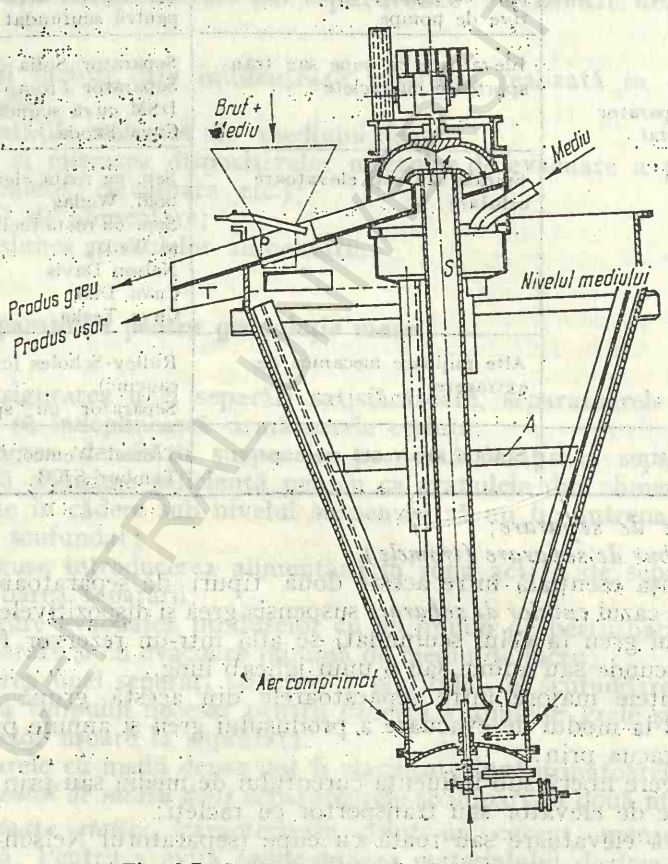


Fig. 8.7. Con de spălare în medii dense.

Separatorul conic se utilizează mai mult pentru minereuri. În figura 8.7 este prezentat un separator prevăzut cu dispozitive mecanice pentru agitarea lentă a mediului, fixate pe axul central *A* în vederea evitării sedimentării.

Viteza periferică a agitatorului variază în funcție de finețea materialului de îngreunare între 1 și 7 m/min. Alimentarea este introdusă prin cădere liberă în zona centrală a separatorului. Scufundatul este evacuat printr-un sistem aer-lift de mediu prin conducta centrală *S*. Evacuarea plutitului se face prin orificiul *T*, la partea superioară a conului.

Separatorul Sophia — Jakoba constituie una din instalațiile cele mai vechi de preparare în medii dense, primele unități fiind puse în funcțiune în anul 1932. Procedeul este cunoscut și sub denumirea Barvoys, după numele autorului.

Schema de lucru a separatorului este prezentată în figura 8.8. Într-o cuvă relativ adîncă *1* se introduce alimentarea cu cărbune de granulație

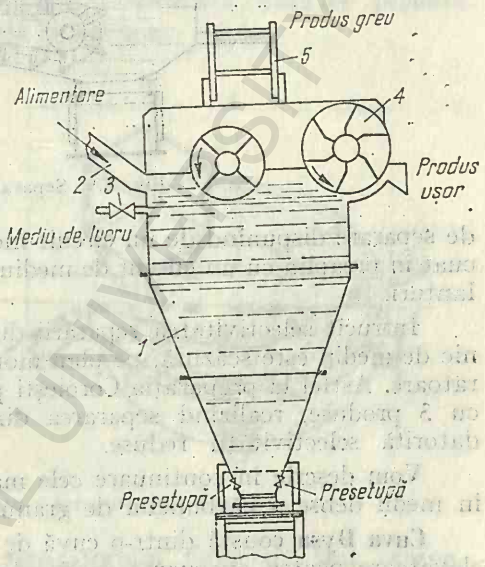


Fig. 8.8. Separator Sofia-Jakoba.

mare pe jgheabul *2*. Sub oglinda de mediu se injectează mediul de lucru prin conducta *3*. Plutitul este evacuat din cuvă cu ajutorul unei roți cu palete *4*, iar scufundatul prin elevatorul cu cupe 5. Inițial plutitul a fost evacuat cu un transportor cu raclete, care prezenta dezavantajul creerii unui curent orizontal și a unor turbioane de mediu, dăunătoare selectivității separării. Instalația a fost ulterior completată printr-o conductă cu curent ascendent de mediu, în acest fel separatorul realizînd separarea cărbunelui brut în trei produse.

Separatorul cu cuva secundă se caracterizează prin evacuarea cu mijloace mecanice a ambelor produse: plutitul se evacuează la capătul opus alimentării printr-un lanț cu raclete, iar produsul greu cu ajutorul unui elevator cu cupe (fig. 8.9). O instalație de acest tip a funcționat la Lupeni pînă în anul 1975 pentru retratarea intermediarului Rheo de granulație 10—80 mm, asigurînd prelucrarea unui debit de 80 t/h. S-a lucrat cu mediu de barită la densitatea de 1,4 kg/l cu ecartul probabil $E_p = 0{,}03$. Regenerarea materialului de îngre-

unare s-a realizat prin flotarea șlamului și sedimentarea suspensiei diluate în îngroșătoare radiale.

b. **Separatoare cu curenți de mediu.** Se caracterizează prin faptul că întreaga cantitate de mediu de lucru este menținută în circulație, fiecare cuvă

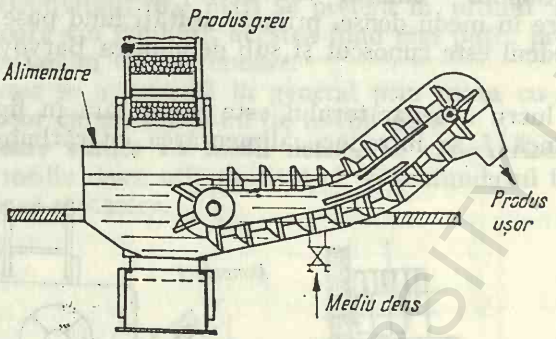


Fig. 8.9. Separator cu cuvă scundă.

de separare dispunînd de un circuit închis de mediu, produsul ușor fiind evacuat în preaplin cu un curent de mediu dens, ajutat de o roată cu palete sau cu lanțuri.

Întrucît selectivitatea separării dinamice în 3 produse cu circuit puternic de mediu este scăzută, pe plan mondial s-a renunțat la acest tip de separatoare. Astfel la preparația Coroiești pînă în anul 1975 a lucrat cuva Skoda cu 3 produse, realizînd separarea dinamică mixte-steril. A fost înlocuită datorită selectivității reduse.

Vom descrie în continuare cele mai utilizate separatoare pentru tratare în medii dense a cărbunelui de granulație mare.

Cuva Dysa constă dintr-o cuvă de formă prismatică prevăzută cu roată elevatoare pentru evacuarea produselor grele.

Caracteristici tehnice

Specificație	U/M	Tip			
		DISA 1s		DISA 2S	
Lățime	mm	2000	3200	2000	3000
Lungime de lucru	mm	2500	2800	2500	2500
Granulație	mm	400—10	400—10	400—10	400—10
Capacitate orientativă	t/h	250	360	250	350
Debit. max. de produs	m^3/h	250	300	240	240
scufundat	m^3		24	12,5	15
Greutate fără mediu	t	21,5	33,1	21,5	22,7

Roata elevatoare este antrenată în mișcarea de rotație prin intermediul unei benzi de cauciuc pusă în mișcare de o roată așezată deasupra cuvei. Mediul de lucru este introdus sub roata elevatoare prin mai multe orificii dispuse radial. Acest tip de cuvă funcționează la mai multe instalații din Valea Jiului avînd caracteristicile tehnice prezentate în tabelul 8.3.

Se construiesc și cuve Dysa gemene care pot trata cărbunele în 3 produse, produsul greu al primei separări fiind retratat într-o cuvă alăturată identică (geamănă).

Separatorul Drewboy este separatrul cu roată înclinată, a cărui schemă de funcționare este prezentată în fig. 8.10. Caracteristic pentru separatorul Drewboy reprezintă roata elevatoare care este înclinată, ceea ce permite tratarea alimentării cu dimensiuni de pînă la 300 mm.

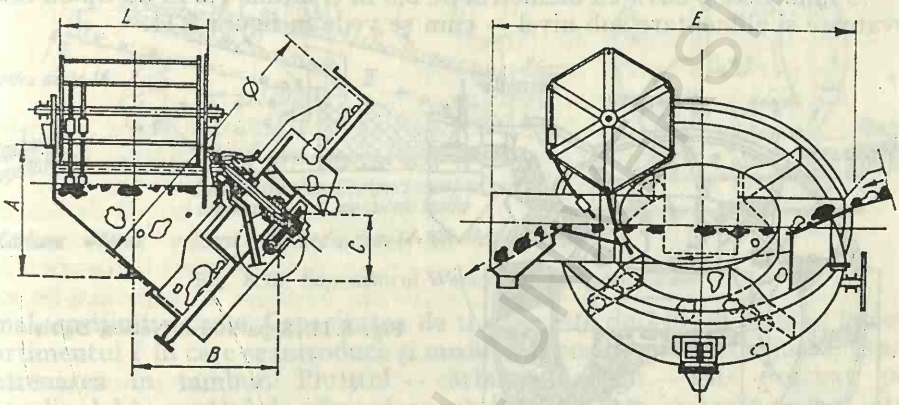


Fig. 8.10. Schema de funcționare a separatorului Drewboy.

Caracteristicile dimensionale ale separatorului Drewboy sînt prezentate în tabelul 8.4.

Tabelul 8.3

ale cuvei Dysa

constructiv

DISA 3S	3000/2000	DISA 3S	4000/2500
4000	2000	4000	2500
3000	2500	3700	3400
400—10	250—10	400—10	400—10
500	350	500	500
450	240	400	310
28	12	25	15
34,4	43,3	61,4	61,4

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Tabelul 8.4

Caracteristici dimensionale ale cuvei Drewboy

L	Ø	*A*	*B*	*C*	*E*	*CP*
1200	3200	1830	2000	1041	4165	4
1600	3400	1830	2050	1041	4435	4
2000	3800	1830	2300	1041	4820	4
2600	4500	2040	2800	1457,3	5400	5,5
3200	5350	2350	3050	1767,3	5775	5,5
4000	7200	3630	4300	1457	5900	16
5000	8000	3910	3800		6950	22

Separatorul Nelson-Davis se utilizează pentru cărbune de granulație 10—75 mm. Este o cuvă cu diametrul de 2,5 m și lățime 1,2 m de tip cu roată elevatoare și alimentare sub nivel — cum se vede în figura 8.11.

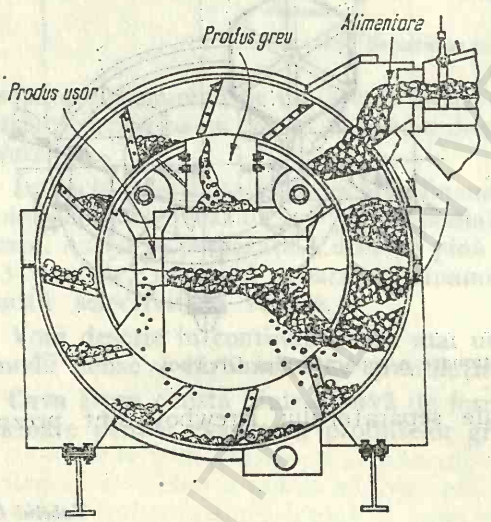


Fig. 8.11. Separatorul Nelson-Davis.

Alimentarea cu cărbune brut se realizează într-un compartiment al roții elevatoare de pe ramura descendentă. Urmare a mișcării roții, alimentarea circulă descendent fiind forțată să intre sub nivelul mediului dens format din magnetită și apă. Cărbunele — cu densitate mai mică decît cea a mediului — se ridică la suprafață separîndu-se de sterilul care rămîne în cupe. Cărbunele este evacuat din cuvă cu ajutorul unei roți cu palete. Sterilul — mai greu decît mediul — este ridicat de roată și evacuat prin orificiul superior central în jgheaburi de evacuare a sterilului.

Pentru a evita prinderea unor granule mici de cărbune în masa granulelor de steril (produs greu) la partea inferioară a cuvei se injectează un curent ascendent de mediu. Aceasta afînează grăunții de steril și permite granulelor

de cărbune să scape la suprafața mediului. Debitul de mediu este astfel ales încît granulele de steril să nu fie antrenate.

Acest sistem asigură o separare eficientă a produselor.

Randamentul organic pentru cărbunele spălat este în jur de 99%, iar ponderea de cărbune în produsul scufundat este în jur de 0,2%.

Separatorul cu medii dense pentru 3 produse, Wemco este compus din două compartimente de lucru *I* și *II*, dispuse în serie.

Separatorul Wemco, prezentat în figura 8.12 este constituit dintr-un tambur *1* cu diametrul de 3 m și lungimea de 5 m bicompartimentat longitu-

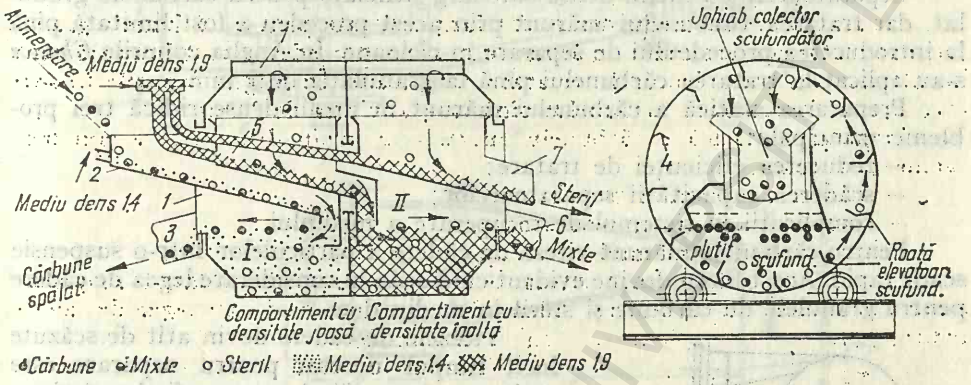


Fig. 8.12. Separatorul Wemco pentru trei produse.

dinal, sprijinit pe role. Capacitatea de tratare este de 240 t/h înclinat în compartimentul *I* în care se introduce și mediu de densitate scăzută (joasă) pentru antrenarea în tambur. Plutitul — cărbunele spălat — este evacuat prin preaplinul *3* la capătul de alimentare sub jgheabul principal prin care se introduce cărbunele brut. Scufundatul — compus din granule de mixte și steril — este ridicat de cupele roții elevatoare *4* și trecut în compartimentul *II* printr-un jgheab înclinat 5, suprapus peste jgheabul 2, în care se introduce pentru antrenare mediu cu densitate ridicată. În compartimentul *II* se realizează separarea între mixte și steril, care se evacuează pe două jgheaburi suprapuse *6* și *7* la capătul tamburului opus alimentării. Densitățile de lucru în cele două compartimente se aleg în funcție de calitatea cărbunelui brut și sînt de obicei 1,4 și 1,8.

Cuva tambur tip Wemco este proiectată pentru a trata cărbune de granulație 3—150 mm, dar în cazuri speciale limita inferioară poate coborî la 1 mm.

Alimentarea celor două compartimente se face sub nivelul mediului din cuvă.

Pentru a evita scăderea densității mediului din compartimentul *I* și *II*, determinată de introducerea cărbunelui brut (cu umiditatea rezultată din preclasarea umedă) și a produsului greu de la prima separare pe suprafața căruia aderă mediu cu densitate joasă, pe cele două jgheaburi de alimentare *2* și 5 se injectează mediu cu densitate corespunzătoare pentru compensarea și evitarea diluării.

Ca material de îngreunare în ambele compartimente se utilizează magnetită, astfel încît circuitul de recuperare este comun ambelor compartimente.

Agitarea produsă în ambele compartimente de lucru este suficientă pentru a asigura stabilitatea mediului. Controlul densității mediului se poate realiza normal cu o precizie de $\pm$ 0,01, confirmat de practica industrială de la instalația de preparare Fryston-Anglia.

8.2.2. Separatoare pentru granulație măruntă

Separatoarele cu medii dense sînt larg utilizate pentru cărbunele granulat, dar tratarea cărbunelui mărunt prin acest procedeu a fost limitată pînă la introducerea procedeului de separare în cicloane. În Anglia conurile *Chance* s-au aplicat la tratarea cărbunelui pînă la granulația de 2 mm.

Prepararea statică a cărbunelui mărunt în medii dense ridică trei probleme principale:

— reducerea eficienței de tratare;
— scăderea capacității separatoarelor;
— complicații în sistemul de recuperare a mediului.

Pentru cărbunele mărunt viteza de cădere a particulelor într-o suspensie scade rapid. Acest lucru devine evident cînd se ia în considerare legea de cădere pentru granulele de cărbune și steril în mediu dens.

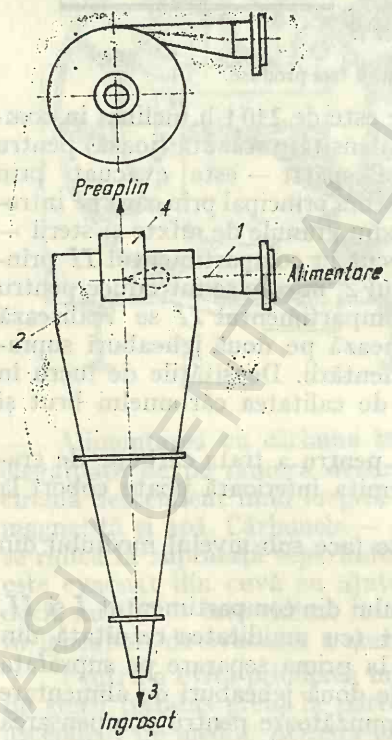


Fig. 8.13. Ciclonul cu medii dense.

Vitezele de cădere devin atît de scăzute încît timpul necesar pentru separare este mult prea lung, fiind necesare fie lungimi suplimentare ale mașinilor de separare, fie scăderea vitezelor dispozitivelor de evacuare a produsului scufundat.

Pe măsura scăderii dimensiunii particulelor supuse preparării capacitatea cuvelor de separare scade rapid, iar eficiența de separare se reduce simțitor. Posibilitatea creșterii vitezei de cădere prin reducerea viscozității este limitată. O cale mai ușoară de îmbunătățire a separării s-a stabilit a fi creșterea valorii g, prin înlocuirea forțelor gravitaționale cu accelerația centrifugală care poate fi de 1000 de ori mai mare și poate asigura o separare mai rapidă și mai eficientă a materialului mărunt.

Ciclonul cu medii dense. Principiul de lucru al ciclonului cu medii dense prezentat în figura 8.13 constă în introducerea mediului prin conducta tangențială *1* în corpul ciclonului *2*, compus dintr-un tronson cilindric continuat în partea inferioară printr-un con. Datorită forței centrifuge produsul greu este proiectat spre periferie și evacuat cu un curent spiral de mediu prin orificiu *3* de la

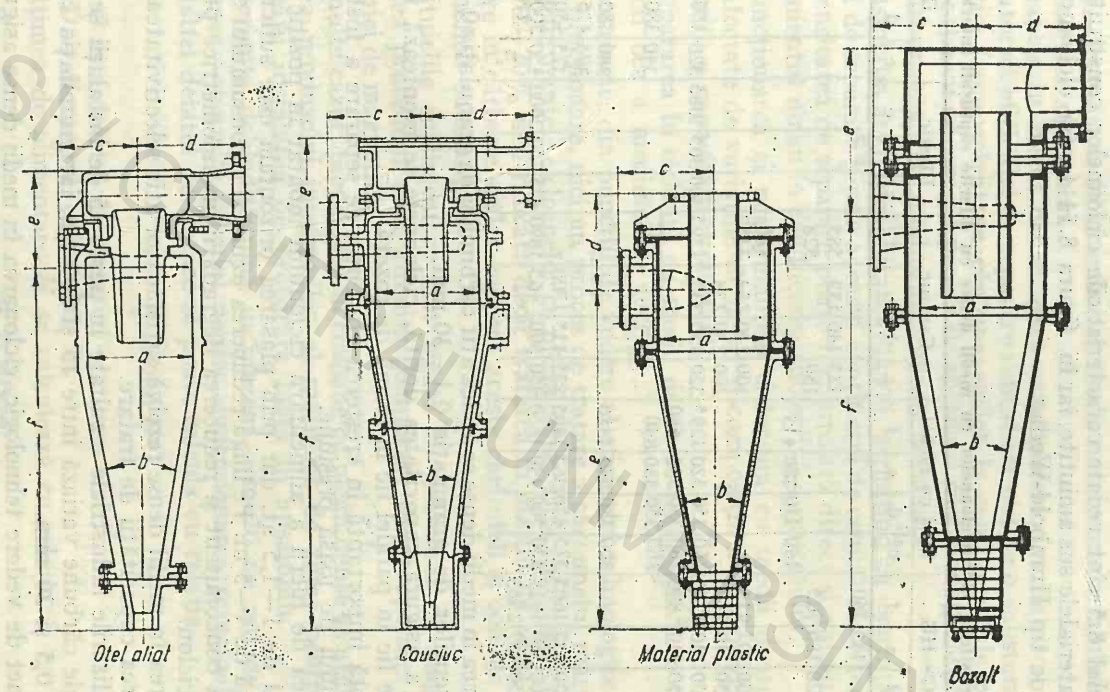


Fig. 8.14. Cicloane cu diferite căptușeli interioare.

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

partea inferioară a conului. Produsul ușor se va elimina din ciclon cu curentul turbionar central de mediu prin preaplinul *4*.

Reducerea uzurii cicloanelor cu medii dense se realizează prin căptușirea în zona supusă uzurii cu oțel aliat cu nichel, cămașă de cauciuc, material plastic sau bazalt topit.

În tabelul 8.5 sînt redate caracteristicile cicloanelor construite cu căptușeli din materialele sus amintite, iar în figura 8.14 forma cicloanelor corespunzătoare de tip Humbold-Wedag.

Tabelul 8.5

Caracteristicile hidrocicloanelor cu medii dense cu diferite căptușeli interioare

Tipul		GG—HG				Oțel cu nichel				Cauciuc				Plastic			Bazalt			
a	b	c	d	e	f	c	d	e	f	c	d	e	f	c	d	e	c	d	e	f
60	10	90		183	360															
100	10									125	140	133	585							
150	20	160	120	180	705					180			528							
150	60					160	170	180	413											
200	10												126							
200	20	200	230	207	914					200	230	234	7157							
350	10	260	350	310	2400					200	230	234								
350	20	260	350	310	1265	260	350	320	1295	320	350	335	1295	300	305	1085	320	350	521	1346
350	60	260	350	310	880	260	350	330	680											
350	75					260	350	330	840								340	380	574	2590
400	10																			
400	20					300	380	345	1480								340	380	574	1526
500	10																375	475	574	574
500	20	375	450	335	1665	375	450	365	1495	375	415	1700					375	450	574	1753
600	20	450	560	380	1928	450	500	440	1850	450	500	465	1890	475	350	2000	450	500	486	1733
700	20	520	550	487	2363															

Ciclonarea în medii dense se aplică atît cărbunilor de granulație 0,5—4 mm, cît și minereurilor de granulație 0,1—30 mm.

Pentru a asigura capacitatea dorită, cicloanele se montează în baterie fiind dispuse fie în paralel fie în formă de rozetă.

O treaptă importantă în creșterea eficienței de separare a fost introducerea ciclonului de joasă presiune.

Presiunea de lucru a alimentării ciclonului montat în poziție verticală a fost inițial de 1—1,5 at, dar prin plasarea orizontală este suficientă presiunea statică de 4—5 m. Pe lîngă reducerea uzurii și a consumului de energie se realizează concomitent și reducerea degradării granulometrice produsă de tratarea în ciclon.

Ciclonarea în medii dense rezolvă satisfăcător atît selectivitatea separării cît și creșterea capacității de tratare.

Din realizările industriale rezultate în peste 45 de instalații se constată că debitele de cărbune variază între 15 și 300 t/h, iar granulația cărbunelui tratat între 0,5 și 20 mm.

Din punct de vedere tehnologic, ciclonarea în medii dense asigură rezultate superioare preparării în mașinile de zețaj ale cărbunilor mărunți.

Degradarea granulometrică produsă de ciclonarea în medii dense poate fi calculată prin însumarea ponderată a produselor și compararea analizei granulometrice a alimentării obținute cu alimentarea determinată.

În comparație cu degradarea granulometrică rezultată în urma tratării cărbunelui mărunt în mașinile de zețaj, cicloanele cu medii dense produc degradare mai redusă, produsul ușor — cărbunele spălat fiind evacuat practic fără degradare prin orificiul central. O oarecare degradare a produsului greu este determinată de uzura granulelor în contact cu pereții interiori ai ciclonului, degradarea fiind influențată de natura materialului cu care este căptușit corpul ciclonului.

Cicloanele în medii dense oferă următoarele avantaje:

— datorită eficienței de separare ridicate se obține o substanțială creștere a extracției (recuperării) de cărbune spălat la conținutul de cenușă dorit, în comparație cu oricare alt proces de spălare a cărbunelui mărunt;

— cărbunele spălat produs are calitate constantă;

— instalația are o flexibilitate ridicată, permițînd cu ușurință modificarea densității de separare și prin aceasta conținutul de cenușă al cărbunelui spălat;

— densitatea de separare poate fi controlată direct și automat, eliminînd astfel elementul uman în conducerea subiectivă a procesului;

— funcționarea și performanțele ciclonului cu medii dense nu sînt în general afectate de variațiile de debit și compoziție a alimentării pînă la valoarea limită a capacității proiectate;

— separarea în ciclonul cu medii dense se realizează la o densitate mai mare decît cea a mediului de lucru.

În concluzie, din punctul de vedere al eficienței tehnologice și al flexibilității în funcționare, nici un proces de tratare a cărbunelui mărunt nu poate depăși performanțele cicloanelor cu medii dense. Deși cheltuielile de exploatare sînt cu 10—20% mai ridicate decît tratarea în mașini de zețaj, creșterea de recuperare în cărbune spălat acoperă aceste cheltuieli și conduc la obținerea unor beneficii substanțiale.

Cheltuielile suplimentare sînt legate de consumul de magnetită și de necesitatea prevederii unor circuite complicate de recuperare și regenerare a suspensiei de magnetită.

În multe cazuri prepararea în cicloane cu medii dense se utilizează pentru retratarea produsului intermediar al mașinilor de zețaj pentru corectarea selectivității instalației de preparare luată în ansamblu.

Experiența dobîndită pînă în prezent — în 20 de ani de ciclonare în medii dense — permite calculul pentru dimensionarea principalelor caracteristici. Astfel debitul de tratare se poate calcula cu relația

$$Q = 200\, D^2$$

în care: Q este debitul de tratare,

D — diametrul ciclonului, m.

Înălțimea de alimentare H se calculează cu relația:

$$H = 9D[\text{m}]$$

Selectivitatea de separare este puternic influențată de valoarea raportului între: diametrul orificiului de evacuare a produsului greu și diametrul de evacuare a preaplinului.

După unii autorii, ecartul probabil trece printr-un minim pentru valori ale raportului de 0,8—0,9, pentru care densitatea de separare este foarte apropiată de densitatea de lucru.

Cilindri Dyna. Procedeul *Dyna* are la bază utilizarea forței centrifugale și s-a dezvoltat în ultimii ani pentru tratarea granulației fine.

Dintre avantajele cilindrilor Dyna se citează:

— degradarea granulometrică realizată în procesul de separare este practic nulă (neglijabilă) datorită introducerii alimentării fără presiune în cilindru, cu viteză redusă la circulație, precum și evacuării directe a produsului ușor fără atingerea pereților laterali;

— produsul greu este evacuat în imediata apropiere a punctului de alimentare; în final, cantitățile de șlam supuse flotării sînt extrem de reduse;

— separarea la densități scăzute este mai selectivă decît la densități înalte;

— circuitul de apă este simplu și cu consum specific redus.

Obligația de a deșlama corespunzător alimentarea cilindrului nu prezintă dificultăți speciale, fiind asemănătoare delșlamării impuse de tratarea în cicloane cu medii dense.

8.3. Circuite de preparare în medii dense

Majoritatea instalațiilor care realizează prepararea în medii dense a minereurilor și cărbunilor cuprind următoarele operații:

— preclasarea sau deșlamarea;

— separarea în medii dense propriu-zise;

— separarea și îndepărtarea prin stropire a mediului dens de pe suprafața produselor;

— separarea materialului de îngreunare față de șlamul secundar și regenerarea mediului pentru reutilizare.

Preclasarea sau deșlamarea se realizează înaintea operației propriu-zise de separare cu scopul de a reduce la minim impurificarea mediului dens cu particule fine de minereuri sau cărbuni a căror prezență ar conduce la creșterea viscozității mediului. În funcție de granulație se utilizează preclasarea dacă separarea se aplică granulației mari, sau predeșlamarea dacă se supune separării granulația măruntă sau minereu și cărbune brut neclasat. Predeșlamarea se realizează umed sau uscat în funcție de umiditatea materiei prime, de obicei la dimensiuni mai mari decît 10 mm. Predeșlamarea constă în ciuruirea umedă a granulației mărunte la dimensiunea 0,5 sau 1 mm, pe site vibrante, de obicei precedate de site curbe, pentru o îndepărtare cît mai completă a șlamurilor primare.

Separarea în medii dense se realizează în diferite tipuri de separatoare care asigură împărțirea alimentării în două produse: un produs plutit și un produs scufundat.

La minereurile metalifere produsul util este scufundatul steril, executîndu-se ca produs ușor; la cărbuni — dimpotrivă produsul ușor este cel

mai valoros, scufundatul reprezentînd steril sau un produs intermediar care eventual se retratează.

În cazurile cînd se urmărește separarea în trei sau mai multe produse se pot utiliza fie cuve bicompartimentate, care lucrează cu medii de densitate diferite, cum este separatorul dublu Wemco, fie separatoare cu puternici curenți orizontali de mediu pentru a realiza separarea dinamică între produsele grele. În scopul de a menține avantajul principal al preparării în medii dense, care este selectivitatea ridicată de separare, se preferă de obicei înserierea a două sau mai multe separatoare sau ciclioane lucrînd în medii de densități diferite, conform schemelor de principiu din figura 8.15.

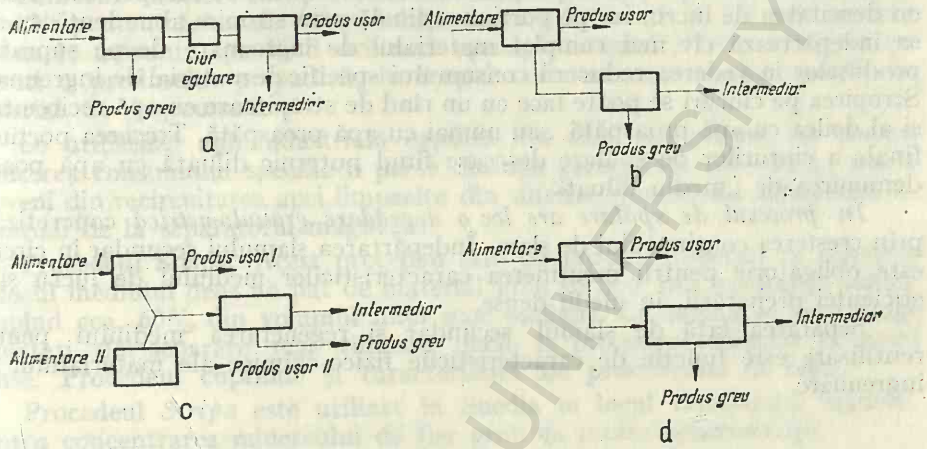


Fig. 8.15. Inserierea separatoarelor cu medii dense.

Schema din figura 8.15, *a* reprezintă înserierea a două separatoare, alimentarea făcîndu-se la densitate ridicată, produsul intermediar fiind netratat la densitate mai joasă. Între cele două separatoare se introduce de obicei un ciur pentru egutarea-desecarea plutitului primei separări și reținerea curentului de mediu dens care se evacuează cu produsul ușor, pentru a nu modifica densitatea de lucru din al doilea separator.

Această schemă prezintă avantajul unei funcționări elastice: în cazul cînd interesele comerciale o cer, prin oprirea separatorului al doilea este ușor de trecut de la separarea în trei produse la separarea în două produse.

Produsele grele sînt evacuate repede și nu impurifică circuitele de mediu, avantaj cu atît mai mare cu cît solubilitatea în apă a acestora este mai importantă.

Schema din fig. 8.15, *b*, prezintă avantajul că nu este necesară ciuruirea de egutare dintre separatoare. produsul greu al primei separări antrenînd o cantitate relativ mică de mediu. Produsul ușor se evacuează încă de la prima separare în condiții avantajoase de eficiență. În cazul cărbunilor, în funcție de caracteristicile materiei prime, care determină densitatea de separare necesară de realizat, la separarea a doua se pot aplica schemele din figura 8.15, *b*

și *d* în care retratarea intermediarului are loc într-un separator cu curent ascendent de mediu (care poate asigura densități de separare mai înalte).

Dacă se tratează debite mari de alimentare sau produse brute de calitate diferită care necesită tratare separată, calcule tehnico-economice pun în evidență avantajele schemei din figura 8.15, *c*.

Astfel în cazul unor cărbuni cu caracteristici diferite de cocsificare (fig. 8.15, *c*) se face spălarea la densități adecvate a fiecărui tip de cărbune în cuve separate, iar retratarea produselor intermediare se face în comun în vederea realizării separării dintre mixte și steril cu cheltuieli cît mai scăzute.

Îndepărtarea mediului dens de pe suprafața produselor se face pe ciururi compartimentate: pe prima porțiune a acestor ciururi se recuperează mediul cu densitatea de lucru, iar pe porțiunea finală prin stropire abundentă cu apă se îndepărtează cît mai complet materialul de îngreunare de pe suprafața produselor în vederea reducerii consumului specific de material de îngreunare. Stropirea pe ciururi se poate face cu un rînd de stropitoare cu apă recircuitată și al doilea cu apă proaspătă, sau numai cu apă proaspătă. Trecerea porțiunii finale a ciururilor de spălare desecare fiind puternic diluată cu apă poartă denumirea de „mediu diluat".

In procesul de spălare are loc o degradare granulometrică concretizată prin creșterea conținutului de șlam. Îndepărtarea șlamului secundar în circuit este obligatorie pentru menținerea caracteristicilor mediului de lucru și a eficienței preparării, în medii dense.

Separarea față de șlamul secundar și regenerarea mediului pentru reutilizare este funcție de caracteristicile fizico-chimice ale materialului de îngreunare.

8.4. Rezultate industriale la prepararea în medii dense a cărbunilor

Prepararea în medii dense este procedeul cel mai selectiv de preparare a cărbunilor, utilizat la scară largă, în special pentru recuperarea huilelor spălate pentru siderurgie.

Rezultatele industriale sînt determinate de caracteristicile de preparabilitate ale cărbunilor bruți și de tipul separatoarelor, dar sînt influențate de întreținerea, supravegherea și continuitatea funcționării instalațiilor.

Pentru menținerea rezultatelor industriale la nivelul cel mai înalt posibil, instalațiile de preparare sînt dotate cu reglarea constantă a densității mediului, iar laboratoarele uzinale exercită un continuu și riguros control al calității produselor prin analize densimetrice și periodic prin verificarea dispersiei densimetrice.

Din practica instalațiilor de preparare a cărbunilor, consumul specific de barită variază între 1000 și 1500 g/t, iar consumul de magnetită între 300 și 500 g/t raportat la alimentarea instalației cu medii dense pentru cărbune de granulație mare și respectiv între 800 și 1400 g magnetită/t pentru cărbunele mărunt, corespunzător creșterii suprafeței specifice de contact cu mediu a cărbunelui mărunt.

Consumul specific de energie nu se referă numai la separator ci în special la ciururile, pompele, agitatoarele din circuitul de mediu dens. Se înregistrează însemnate diferențe în funcție de debitul și direcția curenților de mediu la diferite tipuri de separatoare, consumul specific de energie oscilînd între 1,5 și 2 kWh/t la tratarea cărbunelui de granulație mare și între 4 și 6 kWh/t pentru cărbunele mărunt.

Consumul specific de aer este neglijabil cu excepția cazurilor cînd acesta se folosește în locul curentului electric pentru transportul mediului. Aerul comprimat se utilizează la instalația de reglare automată a densității și pentru evitarea colmatării în diferite puncte ale circuitului.

Conform datelor din practică, consumul de apă variază între 0,1 și 0,5 m^3/t pentru cărbunele de granulație mare și între 0,8 și 1,5 m^3/t pentru cărbunele mărunt, apa fiind utilizată aproape integral pentru stropirea pe ciururi a produselor preparării, în scopul reducerii consumului specific de material de îngreunare.

Se utilizează apă industrială captată din rîuri sau puțuri, iar pentru reducerea consumului specific o parte din apa consumată (40—50%) poate proveni din recircuitarea apei limpezite din diferite puncte ale circuitului — eventual de la separatorul magnetic.

Procedeul Stripa. Acest procedeu este un procedeu special ce folosește în locul mediului dens un pat de material greu format din substanță solidă, ocupînd cca. 60% din volumul unui scoc oscilant. Cu acesta se pot atinge densități de separare mai ridicate decît la procedeul obișnuit în medii dense. Procedeul cuprinde și caracteristici ale procedeului de zețaj.

Procedeul *Stripa* este utilizat în Suedia în locul claubajului manual, pentru concentrarea minereului de fier grob cu multe concrescențe.

Scocul oscilant este susținut de arcuri late și este acționat prin intermediul unui dispozitiv cu pîrghie cotită sau cu excentric asemănător unui ciur oscilant (fig. 8.16, *a*).

În urma mișcării, patul de material greu nu este numai transportat ci și afînat. Aceasta face cu putință scufundarea granulelor, a căror densitate este mai mare decît densitatea medie a patului. Granulele cu densitate mai mică plutesc deasupra, evacuîndu-se. Prin adăugare de puțină apă în partea de jos a scocului, afînarea patului de material greu se poate îmbunătăți.

Ca material greu se folosește concentrat de magnetit — hematit, cu o granulație de la 1 mm la 0,25 mm, obținut de la mesele de concentrare.

Acest material într-un volum de 60% din capacitatea scocului dă o densitate de cca. 3,4 g/cm^3. La capătul de evacuare a scocului, separarea materialului scufundat de materialul plutitor se face prin intermediul unui cuțit de separare din tablă.

Atît produsul ușor cît și cel greu, evacuate la capătul jgheabului, ajung pe ciururi de spălare unde se separă materialul de îngreunare, care se recircuitează (fig. 8.16, *b*).

Pierderile de substanță grea se ridică la cca 2 kg/t, din care numai un sfert sînt pierderi nerecuperabile legate de steril. Consumul în această situație este mai mic în comparație cu procedeul cu medii dense.

Aparatul are o lungime de 3,65 m, lățimea de 0,25 m și înălțimea de 0,46 m. Înclinarea lui este de 2...3°. Jgheabul face 320 curse/min, lungimea cursei fiind de 19 mm.

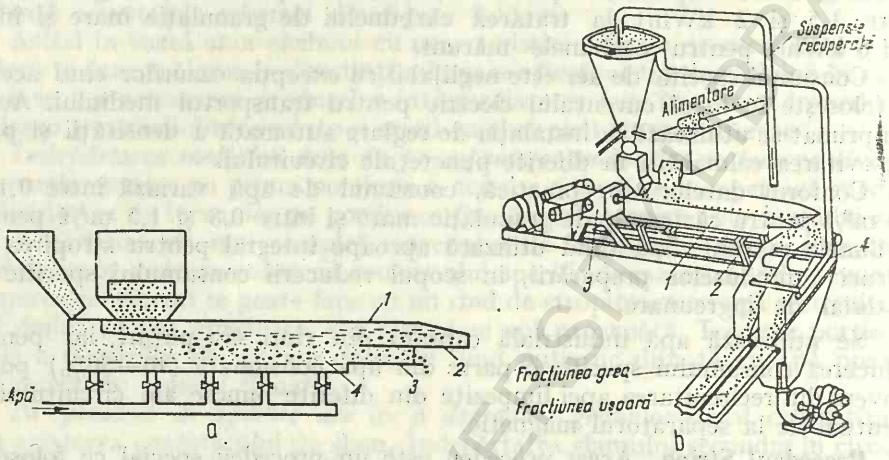


Fig. 8.16. Separatoare cu jgheaburi oscilante tip STRIPA și schema unei instalații de concentrare în suspensii grele: *a*-separator cu jgheab oscilant; *1* — jgheab oscilant; *2* — fracțiunea ușoară; *3* — fracțiunea grea; *4* — fund perforat; *b* — schema unei instalații cu jgheab oscilant; *1* — jgheab oscilant; *2* — picioare elastice; *3* — dispozitiv de acționare a jgheabului; *4* — ciur pentru recuperarea suspensiei.

Utilizarea procedeului „Stripa" a rămas limitat la cazuri speciale. El poate oferi avantaje în cazul: concrețerilor mari (grobe) precum și la o participare redusă a concrețerilor, la diferențe mari dintre densitatea materialului ușor și cel greu, precum și la densități ridicate de separare.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 9

CONCENTRAREA ÎN MAȘINI DE ZEȚAJ

Primele mașini de zețaj s-au construit la începutul secolului XIX pentru prepararea minereurilor și s-au extins imediat la cărbuni. Mașinile de zețaj se construiau în atelierele minelor, unele dintre primele tipuri fiind acționate manual.

Au urmat mașinile de zețaj cu piston, iar la finele secolului trecut Baum a construit prima mașină de zețaj care realiza pulsația cu ajutorul aerului la presiune de 0,15 atm.

O nouă treaptă pe linia îmbunătățirii continuă a performanțelor mașinilor de zețaj a fost introducerea în 1929 a autodeșistoarelor, instalații automate de reglare a calității produselor evacuate în funcție de înălțimea stratului de granule din mașină cu greutate specifică mare.

9.1. Bazele teoretice ale procesului de zețaj

Procesul de concentrare în mașini de zețaj se bazează pe stratificarea substanțelor minerale după densitate sub acțiunea unui curent pulsatoriu de apă.

Pentru îmbunătățirea procesului, mulți cercetători au încercat lămurirea teoretică a procesului care are loc în mașina de zețaj și exprimarea analitică a factorilor care intervin.

S-a încercat inițial explicarea stratificării pe baza simptoticității; rezultatele practice nu corespund însă cu teoria. Obținerea unor rezultate satisfăcătoare nu necesită o clasare atît de strînsă cum rezultă din teoria simptoticității.

Cercetările au pus în evidență faptul că pentru procesul de zețaj simptoticitatea nu are un rol hotărîtor. *Rittinger* și mai tîrziu *F. Mayer* și *A. Taggard* [29] au arătat că timpul de cădere a granulelor, necesar pentru atingerea vitezei limită, este mult mai lung decît cel disponibil în procesul de zețaj.

În figura 9.1 sînt prezentate vitezele a doi grăunți sferici de galenă și cuarț în funcție de timp. Liniile orizontale punctate reprezintă vitezele limită pentru grăunții de galenă și cuarț cu dimensiunea de 0,14 cm (calculate cu formula lui Newton). Din diagramă rezultă că sfera de galenă atinge 95% din viteza sa limită în 0,11 s, iar cea de cuarț în 0,08 s. În acești timpi spațiul parcurs va fi de 3,6 și respectiv 1,3 cm.

Întrucît înălțimea pulsației nu depășește 1 cm, iar mișcarea ascendentă a granulei depășește rar această înălțime, rezultă că mișcarea granulei în

mașina de zețaj se află în domeniul accelerației, atît pentru granula de galenă cît și pentru cea de cuarț și în consecință nu se poate aplica relație de simptoticitate.

Cercetările experimentale efectuate confirmă faptul că procesul de zețaj pentru domeniul uzual de granulații nu poate fi analizat prin aplicarea ecua-

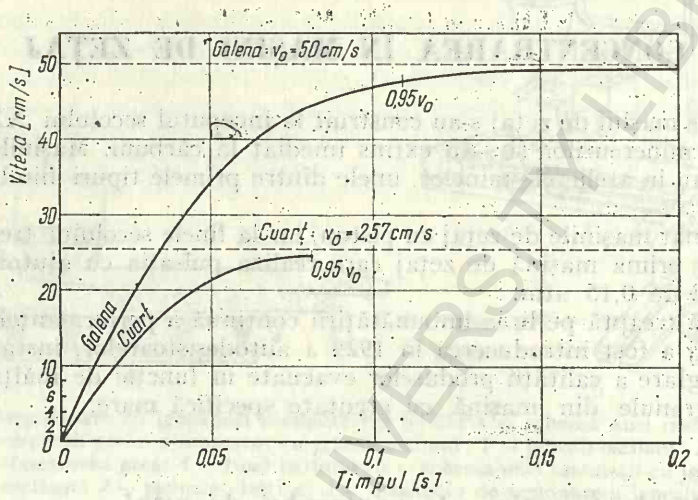


Fig. 9.1. Viteze de cădere liberă în apă a unor sfere de 0,14 cm.

giilor vitezei limită întrucît separarea are loc în perioadele de accelerație a granulelor. Pe această bază s-a stabilit că nu este posibilă exprimarea analitică a multiplilor factori care determină stratificarea în procesul de zețaj. Căderea granulelor are loc în condiții de stînjenire reciprocă în stratul alternativ compact afînat de granule în apă.

O serie de cercetători [5] au atras atenția asupra faptului că trebuie avută în vedere nu mișcarea granulelor individuale ci întreaga cantitate de granule existente în patul de zețaj, deci colectivul de granule împreună cu mediul de apă care îl susține și antrenează.

Principala trăsătură a noii teorii constă în faptul că grăunții asociați în patul de zețaj sînt considerați ca un sistem.

Se cunoaște faptul că patul de zețaj constă într-un număr mare de grăunți nelegați între ei. Cînd întreaga masă de granule se deplasează într-o acțiune noi legități; acestea sînt inerente numai proceselor de masă și nu apar la mișcarea grăunților izolați.

Spre deosebire de ipotezele anterioare noile ipoteze utilizează principiile și metodele statisticii matematice.

O astfel de abordare permite obținerea unui lot de informații noi și importante despre esența fizică a fenomenelor care au loc în patul de zețaj.

Presiunea turbulentă este principala cale prin care curentul acționează asupra granulelor. Investigînd mecanismul de mișcare și afînare a patului

de zețaj cu ajutorul filmării cu viteză mare s-a găsit că deplasarea patului în direcția verticală constă în două componente:

— mișcarea patului privită ca un întreg (mișcarea de transfer);

— afînarea patului (mișcare relativă).

Însumarea deplasării tuturor grăunților conținuți în pat poate fi exprimată matematic cu ajutorul a două ecuații diferențial integrale.

S-a stabilit că în curentul vertical un volum de pat în stare afînată este schimbat haotic în limite relativ mici.

Observațiile au arătat că acest volum poate fi considerat constant și egal cu valoarea sa medie.

Această stare s-a considerat statistic stabilă, iar energia grăunților transferată de lichid este total cheltuită pentru creșterea energiei potențiale a fazei solide, exprimată printr-o creștere de volum a patului afînat.

În curentul alternativ ascendent și descendent volumul patului afînat va diferi de cel al volumului său într-o stare statistic stabilă. O astfel de stare este considerată statistic instabilă și are loc datorită inerției grăunților fazei solide.

Pentru a caracteriza starea statistic instabilă a patului s-a introdus un nou criteriu *coeficient de instabilitate statistică*

$$C = \frac{W_s}{W_n}$$

unde W_s, W_n reprezintă volumele patului în stare statistic stabilă și instabilă.

Cercetarea mecanismului de stratificare arată că eficiența de separare după densitate depinde de starea patului. Într-o stare statistic stabilă, eficiența de preparare este relativ scăzută și nu depășește 70%, în timp ce în stare instabilă eficiența de preparare atinge 95—97%. Astfel parametrul C este unul din cele mai importante criterii ale procesului de zețaj și influențează puternic eficiența de stratificare.

Creșterea eficienței de stratificare cînd patul este în stare statistic instabilă poate fi explicat prin reducerea rezistenței frontale a grăunților fazei solide și în amplitudinea mișcărilor de fluctuație dezordonată.

Avînd în vedere cele stabilite mai sus este posibil să se elaboreze o nouă ipoteză de stratificare în mașina de zețaj. Această ipoteză numită „dinamică" poate fi exprimată astfel: stratificarea granulelor după densitate este eficientă numai dacă patul în întregul ciclu de zețaj este în stare statistic instabilă.

În fiecare caz o astfel de condiție poate fi asigurată prin amplificarea frecvenței vibrațiilor lichidului și prin reglarea grosimii patului și a consumului de apă sub sită.

Contrar ipotezelor existente, ipoteza dinamică explică interconecțiunea între regimurile de mișcare a lichidului și stratificarea rezultată (întrucît coeficientul de instabilitate statistică este o funcție a parametrilor care definesc regimurile de mișcare a lichidului).

Cercetările efectuate arată că în timpul zețajului în patul de zețaj au loc simultan două procese — stratificarea după densitate și amestecul. Acest din urmă proces determină contaminarea produselor preparării prin granule rătăcite.

Investigarea fluctuațiilor granulelor din pat cu izotopi radioactivi și computerizarea a făcut posibilă evidențierea măsurilor ce trebuie luate pentru reducerea amplitudinii fluctuațiilor.

Creșterea densității mediului reduce amplitudinea fluctuațiilor granulelor. Astfel prin reglarea corectă a unor parametri se poate reduce contaminarea produselor preparării cu granule rătăcite.

Cinetica joacă un rol important în teoria zețajului, adică regularitatea procesului de stratificare se schimbă în timp și pe lungimea mașinii.

Pe baza cercetărilor de cinetică s-au evidențiat următoarele legități ale procesului de stratificare în patul de zețaj:

— separarea produselor finale începe încă din primul moment al procesului;

— curbele evidențiind schimbările de extracție ale produselor finale sînt funcții exponențiale de timp, astfel stratificarea granulelor este mai intensă la începutul procesului de zețaj, tinzînd asimptotic către separarea perfectă;

— cu extinderea perioadei de zețaj ($t \to \infty$) o separare perfectă a materialului după densitate (ca la medii dense) nu va avea loc;

— rata separării produselor finale într-un compartiment dat al mașinii și recuperarea fracțiunilor corespunzătoare acestui produs va fi cu atît mai mare cu cît este mai mare ponderea fracțiunii din alimentare.

Stratificarea se realizează în funcție de greutatea specifică a speciilor minerale supuse procesului, stratul inferior fiind format din mineralele cu greutatea specifică cea mai mare, constituit din substanța utilă în cazul minereurilor și din steril în cazul cărbunilor. Celelalte strate se succed în ordinea descrescîndă a greutăților specifice, stratul superior fiind format din granulele cu greutatea specifică cea mai mică.

O explicație convingătoare a cauzelor stratificării în procesul de zețaj se bazează pe studiul energiei potențiale a sistemului de granule. S-a pus astfel în evidență faptul că prin stratificarea după densitate are loc o scădere a energiei potențiale a sistemului, datorită coborîrii centrului de greutate al amestecului.

Prin stratificare, fiecare granulă din amestec se ordonează în stratul căruia îi aparține pe baza energiei sale potențiale.

În condițiile realizării acestui deziderat, centrul de greutate al amestecului atinge punctul său inferior și se obține stratificarea ideală.

Pentru simplificare, să considerăm cazul cînd materialul supus preparării este constituit doar din două specii minerale, reprezentînd în volum $a\%$ (granule cu greutate specifică mică) și $b\%$ (granule cu greutate specifică mare).

Inițial centrul de greutate al amestecului de granule se află la înălțimea:

$$h_1 = \frac{h_a + h_b}{2}$$

unde $(h_a + h_b)$ reprezintă înălțimea totală a stratului de granule (fig. 9.2)

În cazul unei stratificări perfecte, centrul de greutate coboară cu înălțimea $(h_1 - h_2)$ dată de relația:

$$h_1 - h_2 = \frac{h_a \cdot h_b(\gamma_b - \gamma_a)}{2[h_a(\gamma_a - \delta) + h_b(\gamma_b - \delta)]}$$

în care: γ_a, γ_b sînt greutățile specifice ale celor două specii minerale, iar δ este greutatea specifică a fluidului.

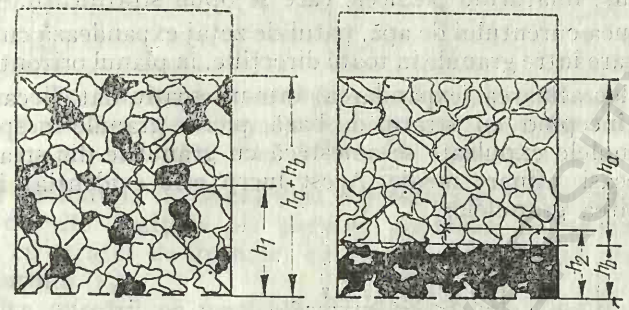


Fig. 9.2. Stratificarea după greutatea specifică într-o mașină de zețaj.

Coborîrea centrului de greutate prin stratificare, Δh, în procente față de înălțimea la care se găsea inițial (h_1) se calculează cu formula:

$$\Delta h = \frac{ab(\gamma_b - \gamma_a)}{a(\gamma_a - \delta) + b(\gamma_b - \delta)} [\%].$$

Din cele de mai sus se pot desprinde următoarele concluzii:

— prin stratificarea grăunților, în funcție de greutatea lor specifică, sistemul își micșorează energia potențială, trecînd într-o stare energetic mai stabilă;

— coborîrea centrului de greutate a sistemului Δh poate fi utilizată ca măsură pentru rezultatele procesului; cu cît această valoare este mai mare cu atît rezultatele sînt mai bune;

— cu cît diferența de greutate specifică între speciile minerale este mai mare cu atît procesul se realizează mai ușor și mai complet.

În cele de mai sus s-a analizat cazul simplificat al prezenței în proces a unor granule dezasociate din două specii minerale. Dacă dezasocierea nu este completă prezența unor granule cu greutate specifică intermediară complică procesul, influențînd nefavorabil asupra eficienței acestuia.

În ce privește dimensiunea materialului tratat, procesul de zețaj este mai eficient pentru granulația mare. Tratarea granulelor mărunte, implicînd și acțiunea altor forțe, necesită o durată mai lungă și se realizează cu eficiență mai scăzută.

Intervin următoarele corecții suplimentare:

— efectele de contact între grăunți—care au uneori influență favorabilă în special dacă grăunții ușori au formă neregulată;

— curenții interstițiali de apă frînează separarea;
— viscozitatea apei frînează mișcarea granulelor care duce la încetinirea separării.

Tratarea fără clasare prealabilă a cărbunelui brut după tehnologia engleză care prevede *întîi spală, apoi clasează* este aplicabilă numai cărbunilor ușori preparabili, dar eficiența de preparare este mai redusă.

Aportul de energie adus prin curentul ascendent de apă — care afinează patul de zețaj — acționează prin eliberarea energiei potențiale interne a stratului de granule, înlăturînd piedicele care se opun stratificării.

Sub acțiunea curentului de apă, patul de zețaj expandează cubic, realizînd aceeași distanțare între granule în toate direcțiile, în planul orizontal și vertical.

Cînd are loc afinarea (expandarea) într-un spațiu dat, fiecare strat inițial compact, începînd cu stratul de bază, pierde granule în spațiul de deasupra, iar granulele expulzate se amestecă cu granulele din stratul superior, asigurînd aceeași afinare medie. Acest lucru este evidențiat în figura 9.3 prin numerotarea granulelor.

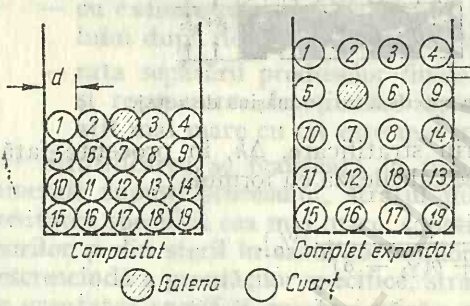


Fig. 9.3. Expandarea patului de zețaj — compactat și complet expandat.

În scurtul timp disponibil pentru perioada de expansiune, patul compact se rearanjează la configurația arătată, în care granulele de cuarț sînt distanțate între ele cu valoarea S_i față de granulele învecinate.

Granula de galenă din stratul superficial (haşurată) pierde din înălțime față de granulele învecinate de cuarț și nu se ridică la aceeași cotă ca și granulele de cuarț.

Comportarea diferită a granulelor de galenă și cuarț, sub acțiunea pulsației apei din mașina de zețaj, indică în toate cazurile o pierdere relativă de înălțime pentru granulele de galenă, avînd ca urmare dispariția acestora din stratele superficiale și înlocuirea lor prin granule de cuarț.

Cercetările în mașini de zețaj cu pereți transparenți au pus în evidență faptul că stratificarea se realizează în decurs de 30—40 s, ceea ce corespunde la aproximativ 35 pulsații.

Dacă se încearcă obținerea unei imagini clare asupra procesului de zețaj, este necesar să se aibă în vedere faptul că mediul de lucru, adică apa, îndeplinește două funcțiuni importante:

— asigură afinarea amestecului de granule;
— asigură transportul materialului stratificat pînă la punctele de evacuare.

În figura 9.4 este prezentată o secțiune prin mașina de zețaj standard care evidențiază cele două funcțiuni ale curentului de apă: afînarea patului de material de către curentul ascendent pulsator și trasportul spre evacuare

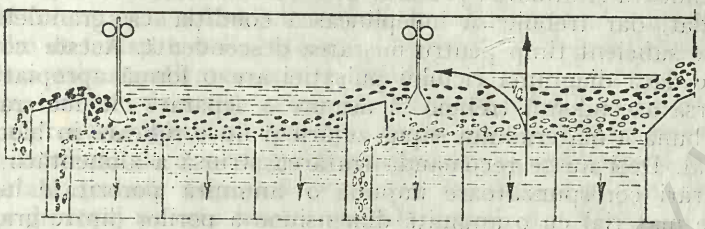


Fig. 9.4. Acțiunea curentului de apă în mașina de zețej:
$v_0 = 0,5 - 1,0$ m/s; $v_1 = 0,04 - 0,08$ m/s; $v_2 = 0,006 - 0,012$ m/s; $v_3 = 0,005 - 0,010$ m/s.

de curentul orizontal. În figură sînt reprezentate grafic vitezele curentului de apă la diferite înălțimi ale patului, începînd cu suprafața apei (v_0) și încheind cu stratul de granule, cu greutatea specifică cea mai mare de deasupra ciurului (v_3).

Dinamica mișcării pe verticală și orizontală este detaliată în figura 9.5 care se bazează pe modul de lucru al mașinilor moderne cu pulsații de aer;

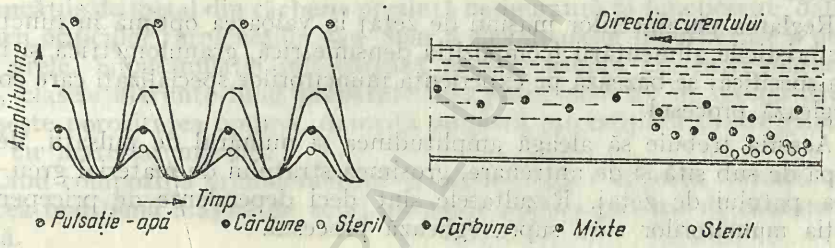


Fig. 9.5. Mișcarea pe verticală și pe orizontală a granulelor în mașina de zețaj.

granulele ușoare comportă o viteză mai mare de mișcare decît granulele cu greutate specifică mare atît pe orizontală cît și pe verticală. Pentru stratificare, mișcarea pe verticală joacă rolul principal.

Cărbunele brut constituit dintr-un amestec de grăunți de diferite mărimi și densități, sub acțiunea curentului pulsatoriu de apă, se stratifică în funcție de densitate. Granulele cu greutate specifică mare utilizează afînarea produsă de curentul de apă și tind a-și ocupa locul în stratificare, determinați de energia lor potențială. Ele se separă din amestec și se deplasează în sens descendent, spre ciur, în timp ce granulele cu greutate specifică mică se deplasează în sens invers spre partea superioară a patului de zețaj.

În procesul de stratificare, afînarea crează premizele necesare pentru deplasarea granulelor în pat și realizarea stratificării după densitate.

Patul de zețaj este format în final din trei straturi principale: cărbune, concrescențe și steril. În interiorul fiecărui strat însă există tendința ca granulele mari să se așeze la bază, iar cele fine către suprafață. Acțiunea nega-

tivă a simptoticității, care crează posibilitatea amestecării stratelor, poate fi contracarată prin alegerea corectă a numărului și a amplitudinii pulsației. Pentru obținerea unei stratificări bune în mașina de zețaj, hotărîtoare este cursa ascendentă și afînarea produsă de aceasta. Cursa descendentă joacă un rol secundar, dar trebuie să îndeplinească condiția ca granulele grele să dispună de suficient timp pentru mișcarea descendentă. Aceste condiții sînt îndeplinite dacă diagrama ciclului pulsației are o formă apropiată de sinusoidă. Cursa ascendentă trebuie să asigure o separare cît mai rapidă, deci o afînare bună a materialului supus zețării și nu o ridicare în bloc a patului de material. Deși nu se recomandă tratarea strînsă a alimentării, realizarea unei separări corespunzătoare impune o anumită porozitate în volum a patului de material cu o anumită dimensiune a porilor dintre granule. Este dăunător ca materialul mărunt să umple complet spațiul dintre granulele mari. Ca urmare, se impune predeșlamarea alimentării, dacă proporția de șlam este prea ridicată.

În funcție de caracteristicile alimentării mașinii de zețaj se stabilesc și se reglează parametrii de lucru, în special debitul de apă de sub sită și caracteristicile pulsațiilor: amplitudinea și numărul de pulsații. Întrucît fiecare regim de lucru constituie reglajul optim pentru o anumită granulație și compoziție densimetrică a alimentării, variația caracteristicilor acesteia are influență nefavorabilă asupra rezultatelor zețării, constituind o abatere de la optim.

Reglarea parametrilor mașinii de zețaj la valoarea optimă în funcție de caracteristicile alimentării (compoziția densimetrică, granulometrică și încărcarea specifică) se bazează pe experiența muncitorilor specializați care conduc și reglează procesul.

Aceștia trebuie să aleagă amplitudinea și numărul de pulsații, debitul de apă de sub sită și de antrenare, grosimea stratului de material greu, înălțimea patului de zețaj. Rezultatele sînt deci dependente de priceperea și atenția muncitorilor care supraveghează procesul.

9.2. Condiții impuse separării eficiente a cărbunilor în mașini de zețaj

Cînd se cere ca prepararea cărbunelui brut în mașini de zețaj să asigure rezultatele cele mai bune, privind recuperarea cărbunelui spălat și a mixtelor energetice de calitatea cerută și cu variații cît mai mici ale conținutului de cenușă și sterile cu conținut cît mai scăzut de cărbune, caracteristicile brutului trebuie bine cunoscute. În special trebuie cunoscută precis distribuția granulometrică și densimetrică a alimentării precum și forma granulelor pe specii minerale.

Nu este suficient să fie cunoscute cîteva analize granulometrice și densimetrice ale cărbunelui brut ci acestea trebuie repetate periodic pentru a cunoaște limitele de variație și tendința de modificare a acestor caracteristici.

Este important să se cunoască dacă granulele de steril sau mixte au formă preponderent plată sau aciculară, aceasta avînd influență negativă asupra selectivității de separare.

O influență asemănătoare are și prezența granulelor de pirită datorită tendinței de colmatare a ochiurilor sitei care susține patul de zețaj sau impurificării patului de feldspat, obligînd la amplitudini mari ale pulsațiilor imprimate apei pentru a asigura săltarea acestor grăunți.

Reglarea mașinii de zețaj trebuie să țină cont nu numai de procentul de material cu greutate specifică mare, ci și de caracteristicile acesteia; dacă sterilul are tendința de a se degrada sau înmuia în apă punînd în libertate argilă coloidală, trebuie asigurată evacuarea rapidă a sterilului din mașină.

Mașina de zețaj nu este foarte sensibilă față de alimentări cu limite granulometrice largi. Se obțin însă rezultate mai bune dacă alimentarea este preclasată de exemplu în limitele 0,5—10 mm, 10—80 mm, 30—120 mm,după „metoda germană" decît dacă se supune preparării cărbunele brut neclasat 0—250 mm după „metoda engleză" de zețaj care prevede: „întîi spală, apoi clasează".

Important este și conținutul de sub și supragranulație. În special nedorit este conținutul de supragranulație la cărbunele mărunt — care se tratează în mașini de zețaj cu pat de feldspat — datorită pericolului de blocare a ochiurilor ciurului cu granule limită. La mașinile de zețaj pentru cărbune mare, pericolul de înfundare este mai redus, dar granulele supragabaritice sau bucățile de metal din cărbune prezintă nesiguranță în funcționare, datorită blocării orificiilor turnicheților sau chiar a elevatoarelor de evacuare a produselor grele. Subgranulația influențează negativ asupra eficienței mașinii de zețaj, clasele mărunte fiind preparate mai puțin selectiv în special dacă se depășește porozitatea optimă, datorită umplerii interstițiilor dintre granulele mari cu material mărunt.

Cînd compoziția granulometrică a alimentării comportă variații mari, nici cea mai bună mașină de zețaj nu poate asigura produse de calitate constantă.

Una din problemele cele mai importante constă în influența conținutului de suspensii din apele de spălare asupra rezultatelor zețajului. Cercetările au pus în evidență faptul că mașina de zețaj poate asigura o separare cu atît mai eficientă cu cît conținutul de suspensii în apele de spălare este mai redus, în special la tratarea cărbunelui mărunt. Apa de spălare nu trebuie în nici un caz să depășească densitatea 1,030 (60 g/l).

Realizînd separarea în principal după diferența de densitate, precizia de separare a mașinii de zețaj este influențată de compoziția densimetrică a cărbunelui de alimentare.

Unii cercetători [7] au pus în evidență faptul că imperfecțiunea I realizată de mașina de zețaj este funcție de preparabilitatea cărbunelui exprimată prin tangentă α, conform relației:

$$I = I_0 + 0{,}021\ \mathrm{tg}\alpha$$

valoarea I_0 este caracteristică mașinii de zețaj, valabilă pentru oricare alimentare.

După alți autori, la mașinile de zețaj moderne cu comandă automată a impulsurilor, rezultatele nu sînt influențate de dificultatea de preparare a alimentării, cînd compoziția densimetrică a acesteia este destul de constantă în timp.

Selectivitatea de preparare este negativ influențată de un conținut ridicat și variabil de concrescențe.

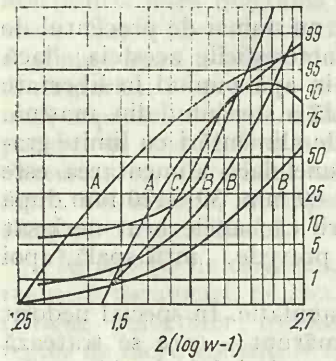


Fig. 9.6. Curbe de dispersie anamorfozate pentru mașina de zețaj.

Debitul de alimentare trebuie menținut cît mai constant și uniform distribuit pe toată lățimea mașinii. O mașină de zețaj supraîncărcată nu poate asigura indicatorii tehnologici proiectați. Funcționarea supraîncărcată a unei mașini de zețaj poate fi pusă în evidență prin alura convexă a curbei de dispersie anamorfozate, așa cum rezultă din figura 9.6 — curba *A*. Din aceeași diagramă se pot evidenția și alte anomalii de funcționare ale mașinilor de zețaj. Astfel, curba *B* indică o funcționare nesatisfăcătoare, datorită „cozii" din partea superioară a curbei, care denotă pierderi de sterile în cărbunele spălat, determinate de reglarea necorespunzătoare sau de deteriorarea ciurului care susține patul de zețaj. Curbele *C* denotă pierderi de cărbune în produsele grele care se explică prin variații de debit în alimentare cu momentană subîncărcare sau pulsație necorespunzătoare, în special la mașinile de zețaj cu pat de feldspat.

Influența negativă a variațiilor de debit, granulație și compoziție densimetrică în alimentare asupra selectivității de separare nu poate fi complet înlăturată de utilizarea autodeșistoarelor. Uniformizarea alimentării se poate realiza prin dozarea concomitentă a cărbunelui din mai multe compartimente ale silozului de brut. Înaintea procesului de zețaj cărbunele fin se îndepărtează prin desprăfuire sau deșlamare prealabilă.

Este, de asemenea, de dorit ca alimentarea să nu conțină corpuri străine. Dacă prezența lemnului în cărbune nu deranjează prea mult și îndepărtarea lui se poate asigura mai ușor după spălare, prezența bucăților de fier poate produce serioase deranjamente. Este de aceea rațional ca bucățile de fier să fie extrase înaintea mașinii de zețaj, cu ajutorul magneților.

Obținerea produselor spălate de calitate constantă impune înțelegerea corectă a procesului de zețaj și în special efectul încărcării specifice a mașinii asupra performanțelor.

O mașină de zețaj poate prelua mari supraîncărcări fără ca acestea să determine întreruperi mecanice, dar eficiența de separare poate fi considerabil înrăutățită. Eficiențele mai slabe, obținute în condiții de supraîncărcare, pot fi acceptabile în unele cazuri pe o perioadă scurtă de timp, în majoritatea cazurilor însă trebuie obținute constant eficiențe înalte.

Relația între încărcarea specifică și performanța în lumina experienței recente trebuie să țină cont de faptul că variația parametrilor de lucru ai

mașinii de zețaj reprezintă o problemă mult mai complexă decît la prepararea în medii dense.

Eficiența mai redusă de separare se exprimă prin imperfecțiunea I, aparent îndeplinită de compoziția densimetrică a alimentării și de punctul de separare (densitatea de separare).

Una din limitele evidente ale capacității mașinii de zețaj constă în introducerea acelei cantități excesive de cărbune care, aglomerînd patul, restrînge mișcarea liberă relativă a granulelor între ele.

Capacitatea de tratare în condiții normale de eficiență se referă atît la lățimea mașinii cît și la lungimea și suprafața compartimentului de lucru.

Limitele normale și maxime pentru capacitatea specifică realizabilă de mașinile de zețaj sînt:

	U/M	*Capacitate specifică* normală	maximă
— alimentare cărbune brut 0—80 mm	t/h · m lățime	120	150
— alimentarea cărbune brut 0—12,5 mm	t/h · m lățime	50	80
— debit evacuare produs greu	t/h · m lățime	32	45
— alimentarea cu cărbune brut pe unitate de suprafață			
cărbune de granulație mare	t/h · m²	15	30
cărbune mărunt	t/h · m²	8	10

Capacitățile specifice prezentate rezultă din experiența de preparare a cărbunilor în mașini de zețaj Baum, deși nu există relație cantitativă între valorile de mai sus și caracteristicile alimentării, există cazuri cînd limitele de mai sus au fost depășite în condițiile respectării eficienței prevăzute.

Prin numeroasele cercetări efectuate s-a putut determina corelația între imperfecțiunea și încărcarea specifică (t/m²h), prezentată în figura 9.7, precum

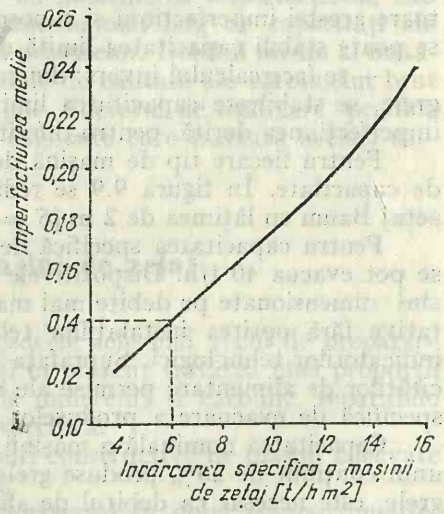


Fig. 9.7. Imperfecțiunea în funcție de încărcarea specifică.

și cea dintre imperfecțiunea I și capacitatea specifică de evacuare a produsului greu. Cu cît se evacuează o cantitate mai mare de produs greu pe unitatea de suprafață, cu atît valoarea imperfecțiunii este mai ridicată. În figura 9.8

se prezintă corelația pentru cărbune mare și mărunt. Pentru cărbune de granulație mare, imperfecțiunea este mai redusă. Corelația este valabilă pentru mașina de zețaj Baum.

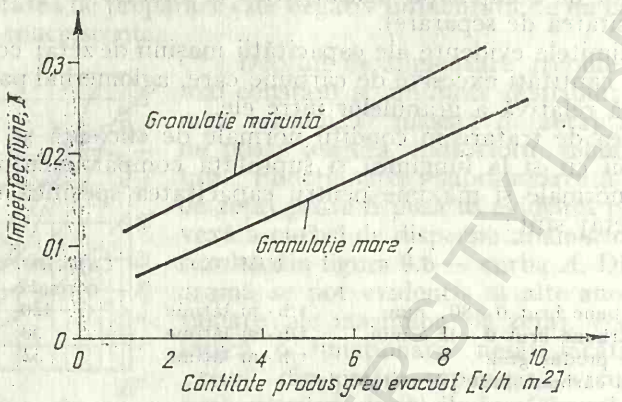


Fig. 9.8. Corelația între imperfecțiunea și capacitatea specifică de evacuare a produselor grele.

Cunoașterea acestei corelații este extrem de importantă pentru dimensionarea și exploatarea corectă a mașinilor de zețaj, astfel:

— se alege imperfecțiunea I, corespunzătoare încărcării specifice, cunoscînd analiza densimetrică a alimentării precum și cerințele de calitate ale produselor;

— din capacitatea specifică de evacuare a produselor grele corespunzătoare acestei imperfecțiuni și cunoscînd suprafața de lucru a mașinii de zețaj se poate stabili capacitatea limită de evacuare a produselor grele în t/h;

— se face calculul invers: din capacitatea limită de evacuare a produselor grele, se stabilește capacitatea limită de alimentare în t/h, care va asigura imperfecțiunea dorită, pentru diferite procente de produse grele.

Pentru fiecare tip de mașină de zețaj se pot trasa curbele caracteristice de capacitate. În figura 9.9 se redă curba caracteristică pentru mașina de zețaj Baum cu lățimea de 2 m ($S = 10$ m^2).

Pentru capacitatea specifică de evacuare a produselor grele de 4 t/h.m^2 se pot evacua 40 t/h. Dispozitivele mecanice de evacuare a produselor grele sînt dimensionate pe debite mai mari, pentru a putea prelua variațiile calitative fără oprirea instalațiilor tehnologice, dar în condițiile nerespectării indicatorilor tehnologici. Suprafața hașurată a curbei indică domeniul capacităților de alimentare permise ale mașinii de zețaj, care mențin capacitatea specifică de evacuare a produselor grele—40 t/h.

Capacitatea nominală a mașinii de zețaj este de 200 t/h, corespunzătoare unui conținut de 20% produse grele. Cînd alimentarea conține 50% produse grele, este necesar ca debitul de alimentare să fie redus la 80 t/h, pentru a menține imperfecțiunea scontată. Linia punctată aproape verticală indică punctul la care debitul de alimentare cu cărbune brut împiedică afînarea corectă a patului de zețaj.

Din cele de mai sus rezultă următoarele concluzii:

— pentru instalațiile existente, în scopul de a menține calitatea constantă a produselor spălării, este necesar să se stabilească limitele mașinilor de zețaj

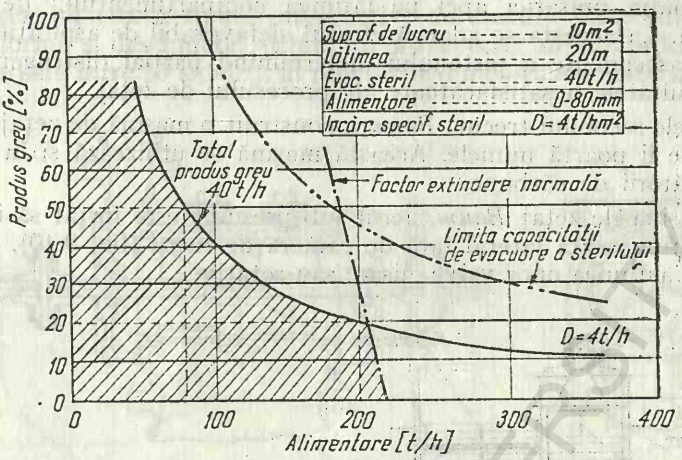


Fig. 9.9. Curba variației capacității pentru o lățime de 2,0 m a mașinii de zețaj.

prin cercetări industriale, în special pentru stabilirea debitului specific maxim de evacuare a produselor grele; aceasta permite determinarea capacității mașinii în condiții variabile de calitate și stabilirea măsurilor ce trebuie luate pentru a menține spălarea în condiții bune de funcționare;

— pentru instalațiile noi este necesar să se decidă dacă mașina de zețaj trebuie limitată la o anumită capacitate cu menținerea imperfecțiunii, sau se poate permite funcționarea într-un domeniu mai larg de capacități ale alimentării, cu condiția respectării calității prosuselor. Debitul mediu al instalației poate fi crescut în perioadele favorabile de calitate ale cărbunelui brut și respectiv diminuat în condiții nefavorabile. Factorul de încărcare specifică poate fi stabilit prin studiul instalațiilor existente care tratează același cărbune.

9.3. Tipuri constructive de mașini de zețaj

Deși zețajul constituie unul din procedeele cele mai vechi de preparare gravitațională, mașinile de zețaj asigură și în prezent tratarea unei proporții de aproape 50% din cantitatea totală de minereuri și cărbune, separabile de sterile pe baza diferenței de greutate specifică.

Aceasta explică numărul mare de tipuri constructive de mașini adecvate granulației și calității minereului tratat.

Mașina de zețaj a fost împărțită transversal în două compartimente: compartimentul de acționare și compartimentul de lucru, prevăzut cu un ciur pentru susținerea materialului supus zețării.

Primele mașini au utilizat un piston acționat mecanic prin excentric pentru a imprima apei din camera de lucru o mișcare alternativă ascendentă-descendentă. Ciclul acestei mișcări a fost sinusoidal.

Distribuția pulsației apei pe lățimea compartimentului de lucru era neuniformă. La aceasta se adaugă efectul defavorabil de aspirație la începutul cursei ascendente a pistonului, determinînd parțial distrugerea stratificării și rezultatele nesatisfăcătoare ale procesului de zețaj.

La finele secolului trecut, *Baum* a construit o mașină de zețaj cu pulsații de aer, care îi poartă numele. Această mașină se utilizează și în prezent la multe spălătorii de cărbune.

La mașina de zețaj *Baum*, aerul sub presiune este forțat să intre într-o cameră mare așezată lateral față de camera de lucru (fig. 9.10), aerul fiind pulsat prin acțiunea unor valve glisate sau rotative.

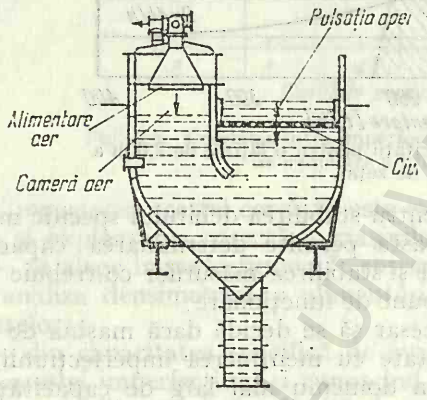


Fig. 9.10. Secțiune prin mașina de zețaj Baum.

Distribuția aerului comprimat asupra suprafeței apei din compartimentul de acționare, așezat lateral, determină pulsația și afînarea materialului în compartimentul de lucru. Construcția valvei rotative prezentată în figura 9.11 permite realizarea unor cicluri de lucru asimetrice, care favorizează stratificarea.

Pe direcția de circulație a materialului din spre alimentare către capătul de evacuare a produsului ușor mașina de zețaj poate fi compartimentată în 2—4 celule, funcție de numărul de produse care urmează a fi separate. În funcție de calitatea alimentării, în unele cazuri produsele intermediare se recircuitează. În vederea evacuării produselor grele, în zona dintre celule, este prevăzută o punte cu deschidere reglabilă peste care produsele ușoare, antrenate de curentul orizontal de apă, trec în celula următoare.

În figura 9.12 este prezentată o secțiune longitudinală și transversală prin mașina de zețaj clasică cu acționare pneumatică. În compartimentul de acționare (I) se introduce aerul comprimat prin conductele D și apa de compensare prin conductele H. Curentul continuu de apă de sub ciur are scopul de a reduce efectul de aspirare la eșaparea aerului din mașină.

Compartimentul de lucru (*II*) este prevăzut cu un ciur pentru susținerea patului de material supus zetării. Ciurul poate fi construit din tablă perforată sau șpalturi profilate, funcție de dimensiunea materialului tratat. În figura 9.13 se prezintă cîteva tipuri constructive de ciururi. Caracteristica principală este forma și deschiderea ochiurilor și respectiv suprafața liberă a ciurului care variază între 30 și 50%, în funcție de dimensiunea materialului tratat.

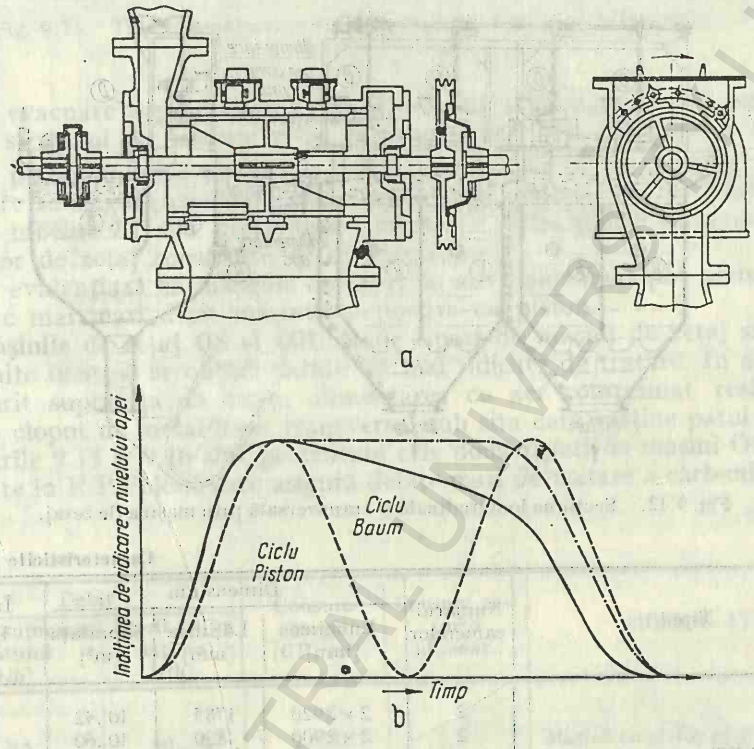


Fig. 9.11. Ventil rotativ pneumatic (*a*) și diagrama ciclului de zetaj realizată de această instalație (*b*). Comparații între diagramele pulsațiilor realizate de piston și acționarea cu aer comprimat Baum.

Astfel pentru tratarea granulației peste 10 mm se recomandă ochiuri rotunde sau pătrate de 8—10 mm, cu suprafața liberă de 40—45%. Materialul mărunt poate fi tratat în mașini de zetaj prevăzute cu autodeșistor pentru extragerea produselor grele sau cu pat de feldspat și autodeșistor. În primul caz se utilizează șpalturi sau tablă perforată cu ochiuri ovale (de exemplu 20 × 4 mm), cu suprafața liberă de 30—40%, iar în cazul mașinilor de zetaj cu pat de feldspat se utilizează ciur din tablă perforată cu ochiuri mai mari decît dimensiunea maximă a granulelor (+4 sau +6 mm), cu suprafața liberă de cca. 50%. Patul de feldspat are g ule cu dimensiunea de 30—50 mm.

Înclinarea ciurului este mai pronunțată în compartimentul de steril (cca. 4°) și mai redusă în compartimentele de mixte (2—4°).

Modificarea deschiderii orificiului dintre celule se realizează în concordanță cu cantitatea de produse grele stratificate la un moment dat în celula de zețaj, cu ajutorul autodeșistorului.

Autodeșistorul SKB — prezentat în figura 9.14 este compus dintr-un plutitor *1* a cărui greutate poate fi reglată prin greutăți adiționale astfel

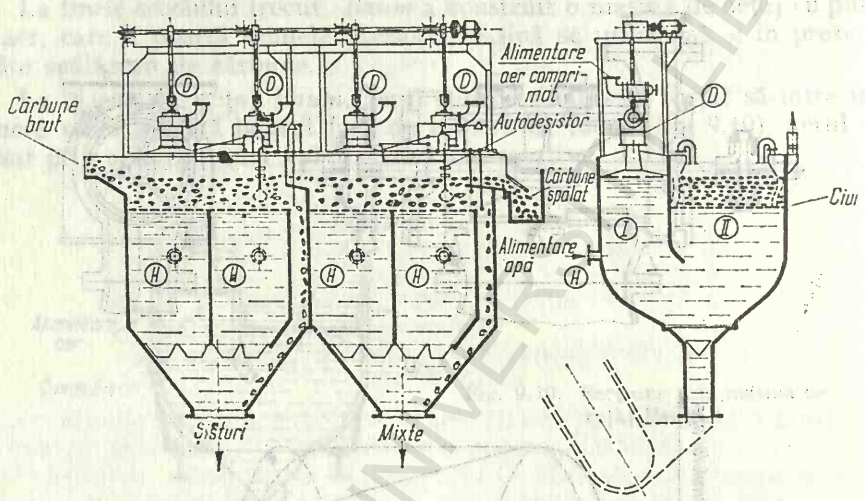


Fig. 9.12. .Secțiune longitudinală și transversală prin mașina de zețaj.

Caracteristicile mașinilor

Tipul	Numărul camerelor	Dimensiuni			Înălțime praguri [mm]
		Lungime [mm]	Lățimea [mm]	Suprafața [m²]	
SKB	2	2×2920	1785	10,42	455
WEDAG	2	2×2900	1830	10,60	350
HUMBOLDT	—	2×2995	1700	10,20	370
SKB	2	2×2920	1985	11,58	315
WEDAG	2	2×3100	2000	12,40	250
HUMBOLDT	—	2×2775	1900	10,50	260
SKB	3	2×2696	1785	9,62	540
WEDAG	3	2×2760	1830	10,10	400/450
HUMBOLDT	2	2×2280	1900	8,65	370
SKB	3	2×2920	1985	11,60	315
WEDAG	3	2×2850	2000	11,40	250/300
HUMBOLDT	3	2×2535	2100	10,65	300
BATAC	3	2×3000	4000	24.0	

încît să urmărească stratul de material de greutatea specifică dorită. Poziția plutitorului comandă, prin intermediul unui servomotor cu ulei și a unui amplificator *2*, pragurile glisante *3* și *4* pentru a deschide sau închide orifi-

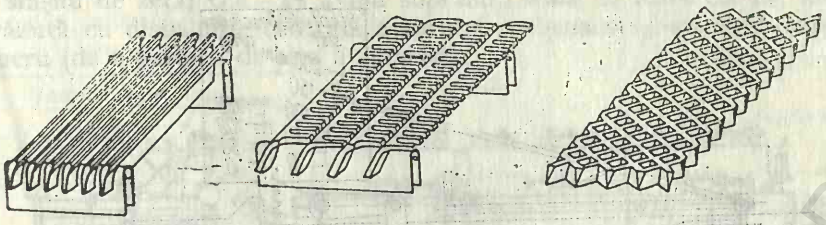


Fig. 9.13. Tipuri constructive ale ciuruilor care susține patul de material în mașina de zețaj.

ciul de evacuare a produselor grele. Două ace indicatoare arată permanent poziția stratului de produse grele și a deschiderii de evacuare a acestora.

În partea inferioară, fiecare celulă este legată la un elevator cu nivel prin care se asigură evacuarea produselor grele din mașina de zețaj.

În tabelul 9.1 sînt prezentate comparativ principalele caracteristici ale mașinilor de zețaj construite de diferite firme.

Se evidențiază că mașinile de zețaj cu aer comprimat pot prelua debite specifice mai mari decît mașinile acționate cu piston.

Mașinile de zețaj OS și OM. Noile tipuri de mașini de zețaj sînt astfel construite încît să se obțină debite cît mai ridicate de tratare. În acest scop s-a mărit suprafața de lucru, alimentarea cu aer comprimat realizîndu-se într-un clopot de metal fixat transversal sub sita care susține patul de zețaj. În figurile 9.15 și 9.16 sînt prezentate cele două tipuri de mașini OS și OM* fabricate în R.P.Polonă care asigură debite mari de tratare a cărbunilor bruți.

Tabelul 9.1

de zețaj

Debit		Consum energie [CP] m²	Consum aer [m³/t aliment.	OBSERVAȚII
Pe m² suprafața patului [t/h]	Steril pe m lățime [t/h]			
8—15	20—30	2—3		Mașină cu piston pentru cărbune mare
S*6—12 R 4—8	R 10—20 S 8—15	1—2		Mașină de zețaj cu piston pentru cărbune mărunt
10—18	35—40	0,2—0,5	30—40	Mașină de zețaj cu aer comprimat pentru cărbune mare
S*10—15 R 6—8	S 10—20 R 10—15	0,2—0,4	15—20	Mașină de zețaj cu pulsații de aer pentru cărbune mărunt
10,4	10—15	0,2—0,4	15—20	Mașina pentru cărb. mărunt

S* — spălare
R — respălare

* Din limba polonă: OS — zețaj fracție superioară; OM — zețaj fracție măruntă.

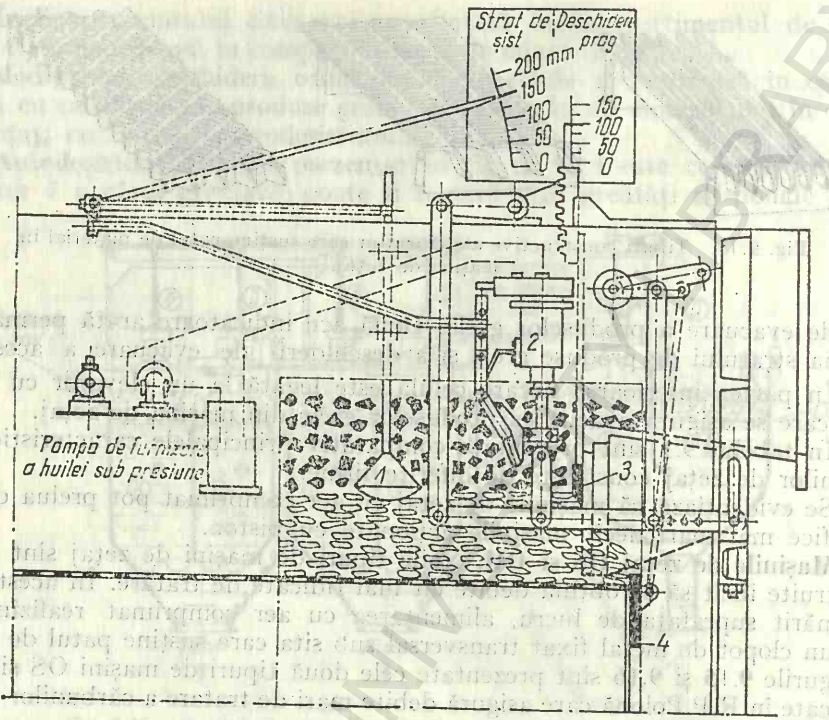


Fig.9.14. Autodeșistor tip SKB pentru evacuarea produselor grele cu prag și contraprag comandat de plutitor.

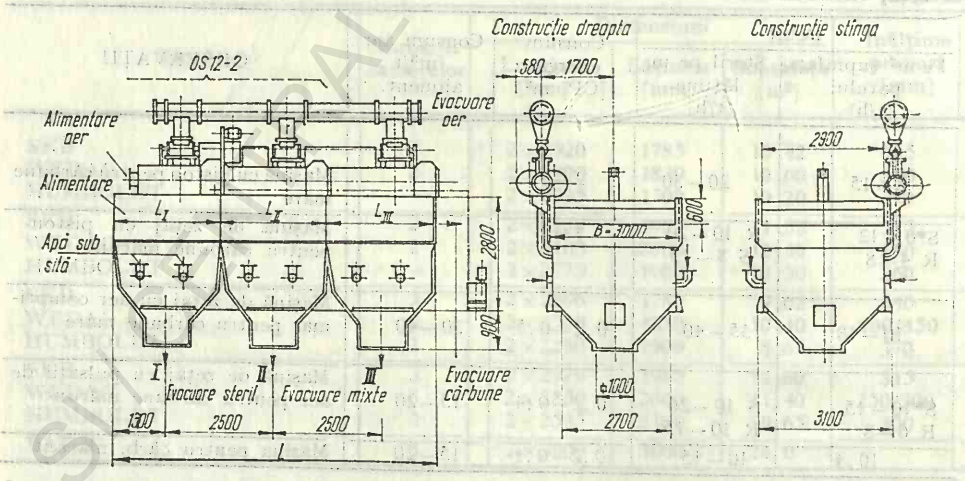


Fig. 9.15. Mașina de zețaj OS:
tip OS18—3, $L = L_I + L_{II} + L_{III} = 7600$;
tip OS24—4, $L = L_I + L_{II} + L_{III} + L_{IV} = 10\ 000$;
OS 12—2, $L = L_I + L_{II} = 5000$.

Mașini de zețaj OM—24 avînd suprafața utilă de lucru de 24 m^2 este prevăzută cu distribuția centrală a aerului comprimat și cu două suprafețe de lucru (de o parte și de alta a acesteia).

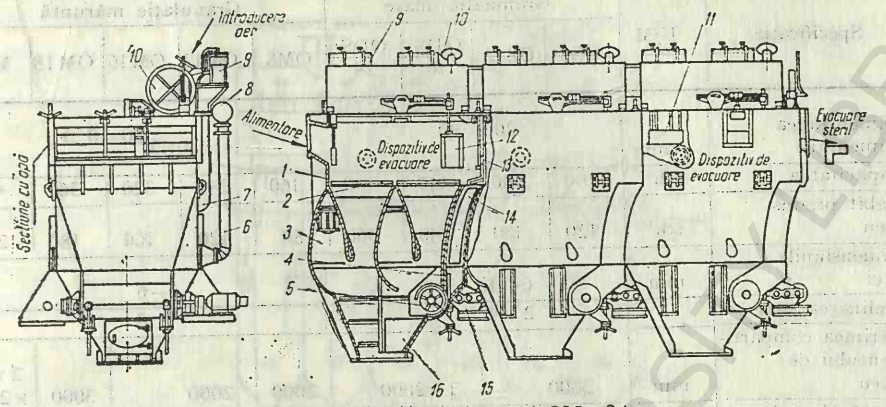


Fig. 9.16. Mașina de zețaj OM—24;

1 — cameră; *2* — grătare; *3* — camere de aer; *4* — închizător; *5* — dispozitiv rotativ de evacuare; *6* — conductă verticală; *7* — conductă; *8* — colector de apă; *9* — pulsator de aer; *10* — colector de aer; *11* — dispozitiv de îndepărtare a apei; *12* — regulator; *13* — nivelmetru; *14* — orificiul de evacuare; *15* — electromotor; *16* — pîlnie de evacuare.

Caracteristicile acestor mașini de zețaj sînt prezentate în tabelul 9.2. În funcție de suprafața de lucru și de granulație cele două tipuri de mașini pot trata debite de cărbuni cuprinse între 200 și 600 t/h pentru granulația mare (OS) și respectiv între 160 și 480 t/h pentru granulația măruntă (OM).

Selectivitatea realizată de aceste mașini este cuprinsă între $I = 0{,}08 - 0{,}1$ pentru mașinile OS și $I = 0{,}15 - 0{,}2$ pentru mașinile OM care tratează materialul mărunt.

Mașina de zețaj Batac. În scopul îmbunătățirii performanțelor tehnologice și a obținerii unor capacități mai mari de tratare a cărbunilor, în ultimii ani s-au făcut unele modificări radicale în proiectarea și funcționarea mașinii de zețaj *Baum*, obținîndu-se o mașină nouă cunoscută sub denumirea de mașină de zețaj Batac.

Mașina de zețaj Batac a preluat principiul de asigurare al pulsației de la mașina Baum îmbunătățind substanțial metodele de distribuție a aerului prin noi tipuri de valve și controlul stratificării materialului în pat.

Gradul de amortizare al mașinii de zețaj Batac este mai înalt, comanda caracteristicilor ciclului de producere a pulsațiilor apei asigurîndu-se electronic în fucție de caracteristicile cărbunelui brut.

Tipurile convenționale de mașini de zețaj au camera de aer așezată lateral față de compartimentul de lucru, determinînd variații inegale ale acțiunii de zețaj pe lățimea patului de material tratat. La mașina de zețaj Batac nu mai există camera de aer laterală. În schimb ea este prevăzută cu o serie de camere de aer multiple, plasate sub ciurul care susține patul de zețaj, cîte două pentru fiecare celulă. Camerele de aer au forma de clopot și străbat

Tabelul 9.2

Caracteristicile tehnice ale maşinilor poloneze OS şi OM

Specificaţie	U/M	Granulaţie mare				Granulaţie măruntă				
		OS8	OS12	ODS 16	ODS 24	OM8	OM12	OM16	OM18	M24
Dimensiunea alimentării	mm	200—20				20—0,5				
Capacitatea	t/h	200	300	400	600	160	240	320	360	480
Debit produs greu	t/h	120	180	240	360	80	120	160	180	240
Dimensiunile sitei	mm	6—10				4—6				
Înclinarea sitei		2—4				0				
Lăţimea compartimentului de lucru	mm	2000		2×2000		2000	2000		3000	2×2000
Numărul sitelor de lucru		2	3	2×2	2×3	2	3	4	3	2×3
Suprafaţa	m²	8	12	16	24	8	12	16	18	24
Presiunea aerului	at.	0,3—0,35				0,23—0,25				
Consum aer	m³/min	55	80	110	160	28	42	56	63	84
Conductă de alimentare cu apă	mm	200				100				
Consum de apă	m³/t	2,5—4				2,0—3,5				
Debit apă	l/min	20—50				20—80				
Puterea de acţionarea a turnichetului	kW	2,2	3—4,5	4,4—6	6—9	1,5—3	2,2—3	3—3,7	3—3,7	3—3,7
Puterea de acţionare a reglajului automat	kW	1,5	2,2	2,2	2,2—4,4	2,2	3,3	4,4	3,3	6,6
Greutatea maşinii	t	17	25	32	46	14	20	26	28	52
Greutatea maşinii cu apă	t	50	75	100	150	36	53	70	74	100
Dimensiuni de gabarit	m	5,1 2,9 5,2	7,6 2,9 5,2	5,1 5,8 5,2	7,6 5,8 5,2	5,1 2,9 4,3	7,6 2,9 4,3	10,1 2,9 4,3	7,6 4,2 5,2	7,6 5,2 4,7

bat maşina pe toată lăţimea, asigurînd astfel o distribuţie uniformă a aerului, respectiv a acţiunii de zeţaj a curentului pulsator de apă.

Principiul distribuţiei aerului este original din Japonia, introdus pentru prima dată la maşina de zeţaj japoneză Tacub. Maşina de jeţaj Batac, derivată din cuvintele Baum şi Tacub, a fost dizolvată de firma Humbold-Vedag (R.F.Germania) prin îmbunătăţirea substanţială a valvelor de aer, a dispozitivelor de control al patului şi prin amortizarea acestora în vederea asigurării unei separări selective între cărbune şi steril.

În figurile 9.17 și 9.18 se prezintă mașina Batac împărțită în șase celule și trei compartimente, pe direcția principală de transport a cărbunelui. Produsul greu separat din cărbune se descarcă atît prin ochiurile ciurului suport

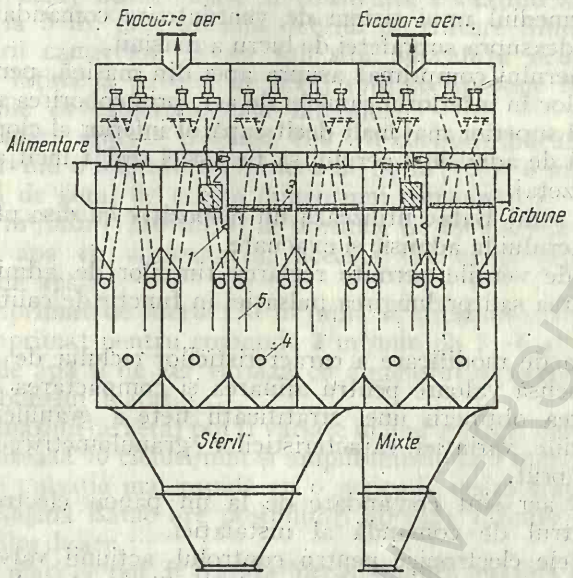


Fig. 9.17. Vedere laterală a mașinii de zețaj Batac.

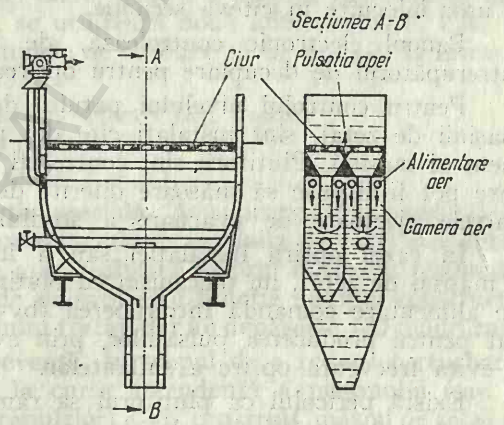


Fig. 9.18. Secțiune transversală prin mașina de zețaj Batac.

cît și la capătul compartimentelor prin deschiderile de evacuare *1*, comandate de plutitorul *2*. Cînd se tratează cărbunele mărunt se poate utiliza pat de feldspat *3* în compartimentele *II* și *III*. Granulele de feldspat sînt dispuse în spații îngrădite (casete) pentru a menține o înălțime constantă pe toată suprafața de lucru a compartimentului, înlăturînd tendința de aglomerare a granulelor de feldspat prin capătul de evacuare.

BCU CENTRALA UNIVERSITY LIBRARY

Apa de adaos necesară sub ciur, pentru micșorarea acțiunii de aspirare la eșaparea aerului, se introduce în fiecare compartiment prin conductele *4* cu fantă longitudinală orientată în jos.

Camerele (clopotele) de aer *5* de sub ciur sînt alimentate cu aer comprimat prin intermediul unui sistem de ventilatoare comandate electronic și dispuse lateral deasupra suprafeței de lucru a mașinii.

Acțiunea aerului comprimat asupra apei din mașină, pentru producerea pulsațiilor, are loc în interiorul camerei de aer, prin coborîrea nivelului de apă pînă la un nivel superior mai înalt decît capătul inferior al clopotului. Nu este permis ca ciclul de admisie a aerului să fie astfel reglat încît aerul să eșapeze în mașina de zețaj.

Mașina de zețaj Batac utilizează un dispozitiv cu disc plat care asigură tăierea netă a aerului la admisie și evacuare.

Acest tip de ventile permite reglarea timpilor de admisie și evacuare pentru accelerarea sau prelungirea pulsației în funcție de calitatea cărbunelui tratat.

Capacitatea de modificare a caracteristicilor ciclului de pulsare și aspirare este de imensă valoare pentru afînarea și compactarea patului de cărbune, în vederea obținerii unei stratificații nete a granulelor după densitate, în condițiile variației caracteristicilor granulometrice și densimetrice ale cărbunelui brut.

Valvele de aer sînt comandate de la un panou electronic instalat în general în centrul de comandă al instalației.

Componentele electronice pentru controlul acțiunii valvelor de aer ale mașinii (a căror viteză este măsurată în milisecunde) sînt prezentate în circuite modulare imprimate. Dacă apare o defecțiune, aceste circuite pot fi ușor înlocuite în cîteva secunde.

Panoul electronic controlează, de asemenea, evacuarea sterilelor și întrerupătorul de decuplare pentru oprirea automată a aerului comprimat.

Pentru controlul nivelului patului de material stratificat, pe lățimea mașinii de zețaj, sînt instalați cîte doi plutitori, pentru fiecare compartiment al mașinii. Plutitorii sînt controlați automat prin bobine de inducție, care pot fi dispuse să măsoare diferite densități de separare. Ele comandă valvele ejectoare de evacuare a sterilului acționate hidraulic.

În cazul opririi instalației sau a întreruperii alimentării cu cărbune a mașinii de zețaj, un mecanism cu plutitor plasat în apropierea capătului de alimentare comandă întreruperea (by-pasarea) aerului comprimat utilizat pentru producerea pulsațiilor, prin evacuarea lui în atmosferă, pentru a evita frecventa oprire a suflantelor.

Există pericolul ca plutitorul să rămînă blocat în patul de zețaj sub acțiunea sedimentării șlamului, la întreruperea alimentării mașinii, dacă apa de spălare sau cărbunele tratat au un conținut prea ridicat de șlam. De aceea, se preferă ca by-pasarea aerului comprimat și scurtcircuitarea lui în atmosferă să fie comandată de un ax fixat deasupra jgheabului de alimentare cu cărbune, prevăzut cu un palpator din cauciuc rezistent la uzură, care să sesizeze dispariția alimentării. Aceasta previne perturbarea stratificării patului de zețaj și evită plasarea greșită a granulelor după

densitate care ar avea loc dacă acțiunea de zețaj continuă după oprirea alimentării cu cărbune brut.

Mașina de zețaj Batac poate fi construită cu lățimi ale camerelor de lucru de pînă la 5 m, prin aceasta debitul de tratare fiind sensibil mărit. Datorită plasării camerelor de aer sub sită, suprafața ocupată de mașină pentru aceeași lățime a patului de zețaj este cu aproape 50% mai redusă decît la mașinile cu camere de aer laterale.

Cea mai mare unitate tratează 600 t/h cărbune mărunt sau 1000 t/h cărbne mare avînd o suprafață de lucru de 30 m^2 (5 × 6 m).

O mașină de zețaj de aceste dimensiuni consumă:

— apă 23 m^3/min (1380 m^3/h) la presiune de 0,84 at, pentru apa de sub ciur și apa cu alimentarea, aceasta din urmă reprezintă 1/3 din necesarul de apă;

— aer comprimat de lucru 130 m^3/min, la presiunea de 0,5 at;

— aer comprimat pentru comandă 2 m^3/min, la 5—6 at.

Cerințele de apă și de aer variază cu dimensiunea mașinii de zețaj și cu granulația cărbunelui tratat.

Pulsațiile mașinii de zețaj pot fi variate în limite largi: pentru unii cărbuni mărunți se utilizează 70 cicluri/min și amplitudinea de 9 mm. Se poate realiza după dorință o pulsație mai rapidă cu o perioadă de aspirație mai lungă la același ciclu. Mașina Batac are posibilități aproape infinite de modificare a ciclului pulsațiilor de aer.

Capacitățile mari ce pot fi tratate într-o singură mașină de zețaj simplifică mult dimensiunea instalației și amplasarea.

La mașinile de zețaj cu lățime mare, pentru a asigura alimentarea uniformă de-a lungul întregii lățimi, se utilizează două alimentatoare. Este de asemenea foarte important ca granulele de cărbune să fie umezite la intrarea în mașină.

Mașina de zețaj Batac realizează selectivități înalte:

— la cărbune mărunt, $I = 0{,}14$;

— la cărbune de granulație mare, $I = 0{,}1$.

Mașini de zețaj de construcție specială. Atît pentru minereuri cît și pentru cărbuni, separarea speciilor minerale în mașinile de zețaj este determinată de pulsația curentului de apă, realizată fie prin mișcarea pistonului fie cu aer comprimat. Numărul de pulsații este funcție de tipul constructiv al mașinii și de granulația materialului tratat, dar nu depășește 100 cicluri/min.

Mașini de zețaj de înaltă frecvență. În scopul de a reduce perturbarea stratificării din mașina de zețaj la cursa ascendentă a pistonului (sau în momentul cînd începe căderea granulelor) s-au construit mașini de zețaj cu înaltă frecvență. Separarea speciilor minerale se realizează cu ajutorul vibrațiilor imprimate apei prin intermediul unei membrane, elastice, fixate în pereții mașinii sub nivelul ciurului care susține patul de zețaj.

Numărul vibrațiilor poate depăși 1000/min, iar amplitudinea vibrației este de ordinul cîtorva milimetri.

În figura 9.19 este prezentată o mașină de zețaj cu înaltă frecvență la care vibrația se transmite în pereții transversali.

La acest tip de mașină apa are rolul principal de a transporta specile sminerale spre evacuare și subsidiar pe cel de a crea mediul prin care se transmite vibrația. Părerile asupra eficienței acestui tip de mașină sînt foarte

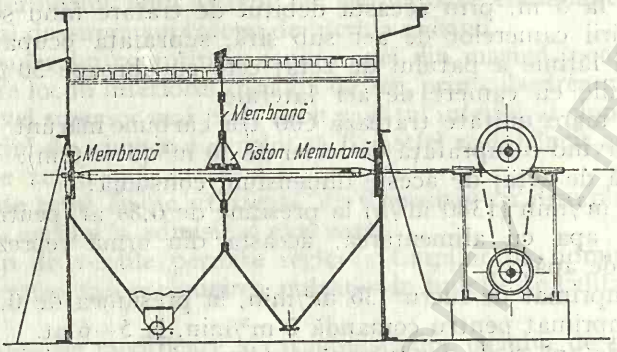


Fig. 9.19. Mașină de zețaj cu înaltă frecvență.

împărțite. Domeniul relativ restrîns de aplicare industrială se datorește în primul rînd sensibilității rezultatelor față de variațiile calitative și cantitative ale alimentării.

Mașini de zețaj cu medii dense. În unele țări, pentru granulația mare separarea în mașini de zețaj se realizează „în medii dense". În mod obișnuit nu este vorba de mediu dens propriu-zis, adică de o suspensie de material de îngreunare fin în apă, ci de un mediu format din mixte grele (1,8—2,0) măcinate sub 4 mm, în amestec cu apa de spălare. Obținerea unor rezultate bune prin zețarea în această suspensie este condiționată de o pulsație puternică.

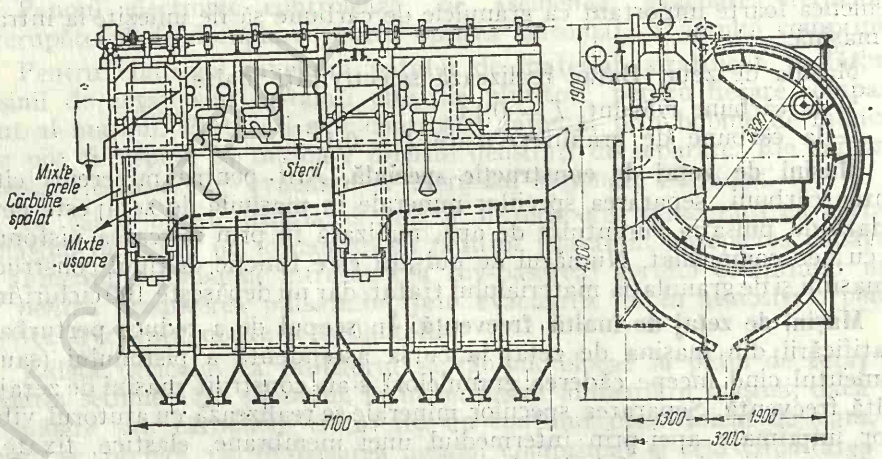


Fig. 9.20. Mașina de zețaj în medii dense.

Pentru realizarea unei separări selective s-au construit și mașini de zețaj care realizează separarea în medii dense propriu-zise. O astfel de mașină prezentată în figura 9.20 utilizează în locul apei un mediu dens de baritâ pentru separarea cărbunelui de granulație mare, 80—18 mm.

Mașina de zețaj acționată cu aer este legată după fiecare celulă cu un separator tambur cu medii dense. În acest fel este posibil ca două celule de zețaj să realizeze separarea în 4 produse cu o singură densitate de lucru.

Produsul greu al primei celule cade în separatorul cu medii dense cu roată elevatoare, în timp ce produsul ușor trece peste prag în celula următoare.

Separarea în medii dense se realizează cu selectivitate statisfăcătoare: produsul greu evacuat din mașină nu mai conține granule ușoare. Intermediarul de la separarea în medii dense trece în celula următoare împreună cu produsul ușor al primei celule. În cea de-a doua celulă separarea se produce în mod analog, la capătul mașinii de zețaj, obținîndu-se prin separare medii dense mixte grele și mixte ușoare, iar peste pragul dintre celule cărbune spălat.

Datorită debitelor mari de mediu dens necesare a fi menținute în circulație, aceste tipuri de mașini de zețaj nu s-au extins în producție în pofida faptului că rezultatele separării sînt satisfăcătoare.

9.4. Circuite de preparare în zețaj

Instalațiile de preparare care realizează tratarea minereurilor și cărbunilor, cu ajutorul mașinilor de zețaj, cuprind următoarele operații principale:

— preclasarea sau deșlamarea;
— prepararea gravitațională propriu-zisă în mașini de zețaj;
— deșlamarea-desecarea produselor preparării.

Schemele de lucru sînt mult mai simple decît în cazul preparării în medii dense (în special în cazul cînd se optează pentru tratarea fără clasare prealabilă).

Experiența industrială arată că tratarea pe clase permite obținerea unor performanțe superioare față de cazul tratării brutului neclasat după metoda „engleză".

Preclasarea sau deșlamarea se impune pentru a asigura porozitatea patului de material supus zețării. Aceasta este necesară pentru o bună afînare în vederea stratificării după densitate, sub acțiunea curentului pulsatoriu de apă, dar și pentru a reduce pe cît posibil impurificarea apei cu șlam fin. Un conținut ridicat de suspensii mărește viscozitatea apei de lucru, influențînd negativ asupra selectivității de separare a mașinii de zețaj.

Ca în orice proces de preparare, rezultatele mașinii de zețaj sînt mai bune dacă granulația măruntă se prepară separat, mai ales, atunci cînd densitățile necesare pentru realizarea separării la calitatea dorită a concentratelor este diferită pentru clasele granulometrice principale.

Față de concentrarea în medii dense clasarea sau deșlamarea prealabilă preparării este mai puțin pretențioasă la mașinile de zețaj.

Din acest motiv pentru predeșlamare, înaintea mașinilor de zețaj pentru cărbune mărunt, de exemplu, se utilizează deșlamarea pe site curbe ale alimentării. Este însă deosebit de important ca alimentarea să fie uniform distribuită pe toată lățimea mașinii, condiție care la medii dense nu prezintă mare importanță.

Numărul produselor posibil de realizat într-o mașină de zețaj convențională este egal cu numărul de compartimente plus 1 ($n + 1$).

Produsele grele pot fi evacuate ca produse finale, iar produsele intermediare se recirculează în alimentarea mașinii, sau se retratează cu alte pro-

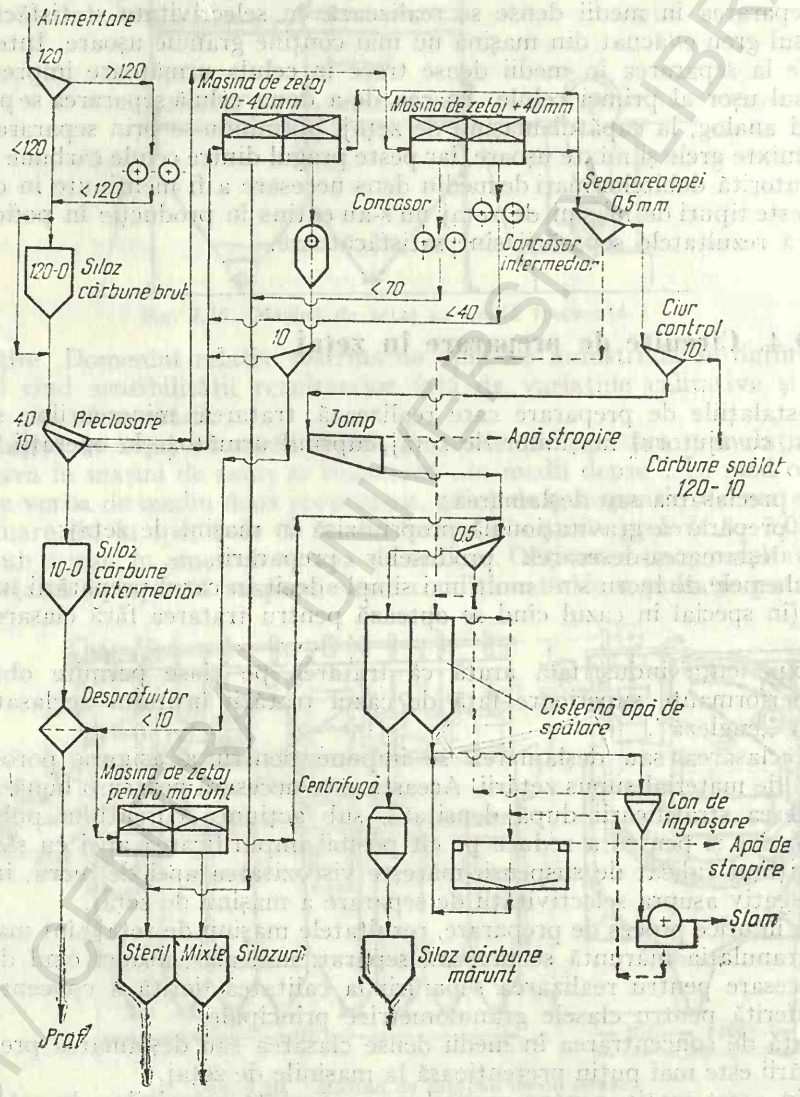


Fig. 9.21. Fluxul tehnologic al unei instalații de zețaj.

cedee mai selective (medii dense). Această tehnologie de tratare este avantajoasă în special pentru cărbunii cu preparabilitate dificilă, care conțin însemnate cantități de concrescențe în densitate apropiată densității de separare,

sau în cazul cînd separarea se realizează la densități foarte scăzute și produsele intermediare conțin însemnate cantități de granule rătăcite.

Avantajul retratării intermediarului constă în faptul că se supune preparării prin procedee selective, mai scumpe, o cantitate relativ redusă de produs, reprezentînd doar 25—35% din alimentarea mașinii de zețaj.

În figura 9.21 este prezentată o schemă de spălare utilizată pentru tratarea în mașini de zețaj a unor huile cu preparabilitate ușoară în trei clase granulometrice principale. Produsele intermediare grele + 40 mm, rezultate de mașina de zețaj pentru cărbune de granulație mare, sînt sfărîmate pentru desfacerea concrescențelor, iar sterilele pentru ușurarea manipulării.

Schemele tehnologice se elaborează pentru fiecare tip de cărbune în concordanță cu caracteristicile și particularitățile acestora, ținînd cont de cerințele beneficiarilor.

9.5. Rezultatele industriale la prepararea cărbunilor-debite și consumuri specifice

Limitele de variație ale capacităților specifice sînt destul de largi, întrucît ele sînt influențate puternic de compoziția densimetrică a alimentării, cu precădere de conținutul fracțiunilor densimetrice grele. Ca urmare, este necesar să se precizeze și debitul de produse grele care pot fi evacuate de mașina de zețaj.

Pentru mașinile de zețaj acționate cu aer comprimat care tratează cărbune de granulație mare și mijlocie, se poate avea în vedere un debit mediu de 14 t/m²h, corespunzător unui debit de evacuare a sterilului de maxim 33 t/h și m lățime a mașinii. La aceeași granulație a cărbunelui tratat mașinile de zețaj cu piston nu realizează decît 12 t/m² h cu un debit de steril de 25 t/h și m lățime. Industrial se pot realiza și debite mai ridicate, dar cu influențe negative asupra rezultatelor tehnologice (selectivitate scăzută).

Mașinile de zețaj pentru cărbune mărunt, acționate cu aer, realizează debite specifice mai reduse, oscilînd între 10 și 12 t/m² h, pentru care corespund debite de steril de 15 t/h și m lățime la spălare și 6 t/m²h la respălare.

Consumul de energie la mașinile de zețaj cu piston variază între 1,5 și 3 kW/m² suprafață de lucru pentru cărbunele de granulație mare și între 1 și 1,5 kW/m² pentru cărbunele mărunt.

La mașinile de zețaj acționate cu aer comprimat se consumă pentru acționare 0,2—0,4 kW/m² suprafață de lucru pentru garnulație mare și 0.2—0,3 kW/m² pentru cărbunele mărunt. Consumul de aer este de 30—40 m³/t de alimentare pentru granulația mare și 15—20 m³/t pentru cărbunele mărunt.

Consumul de energie la acționarea elevatoarelor pentru evacuarea produselor grele este în medie de 6 kW.

Consumul de apă de zețaj este însă mult mai ridicat decît la prepararea în medii dense. În general se impune ca apa de spălare să aibă un conținut

scăzut de suspensii (maxim 50 g/l). Nedepășirea acestei valori condiționează adesea realizarea indicatorilor de selectivitate garantați.

Consumul specific de apă de spălare este cuprins între 3,5 și 5,0 m^3/t, astfel:

— apă de antrenare în medii pentru cărbunele de granulație mare, 2—3 m^3/t de alimentare, iar pentru materialul mărunt, 1,3—2,0 m^3/t de alimentare cu cărbune a mașinii;

— apă de sub sită cca. 2 m^3/t pentru cărbunele mare (24 $m^3/h\ m^2$), respectiv 2 m^3/t, pentru cărbune mărunt (18 $m^3/h\ m^2$).

La aceasta să adăugăm pentru stropirea produselor spălate un consum de apă proaspătă sau limpezită reprezentînd ,în funcție de granulația materialului, 200—800 l/t, sau în medie 400 l/t.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 10

CONCENTRAREA ÎN CURENT ÎNCLINAT DE APĂ

Procedeele de concentrare în curent înclinat de apă se numără printre cele mai vechi metode de preparare atît la minereuri cît și la cărbuni. În această categorie se încadrează:

— concentrarea în jgheaburi;

— concentrarea pe mese de concentrare.

Prepararea minereurilor de metale nobile (aur, argint, platină) a început prin procedee de concentrare în curent înclinat de apă avînd o largă aplicabilitate și astăzi, mai ales în cazurile ocurenței de metale native. În ultimul deceniu se utilizează pe scară largă jgheaburile elicoidale pentru concentrarea unor metale rare în U.R.S.S., S.U.A., Canada, R. P. Polonă, Australia ș.a.

Pentru cărbuni, procedeele s-au aplicat în Franța, Belgia și S.U.A.

După îmbunătățirea tehnologiilor și utilajelor de preparare în zețaj și medii dense, prepararea pe jgheaburi și-a restrîns domeniul de aplicare datorită conținutului ridicat de granule rătăcite în produsele spălării, fiind înlocuită prin procedee mai selective. Se mai aplică în prezent în Anglia și S.U.A., în cazurile de preparabilitate ușoară la care separarea este ajutată și de diferența de formă între granulele de specii minerale diferite.

10.1. Concentrarea pe jgheaburi

10.1.1. Bazele teoretice ale concentrării pe jgheaburi

Procedeul se bazează pe antrenarea minereurilor sau a cărbunilor pe un jgheab înclinat în curent de apă. Separarea speciilor minerale între ele se realizează pe *principiul aluvionării în funcție de densitate*, mineralele grele depunîndu-se la baza curentului înclinat de apă. Mineralele ușoare sînt antrenate în lungul planului înclinat de către curentul de apă și se colectează în partea inferioară a acestuia.

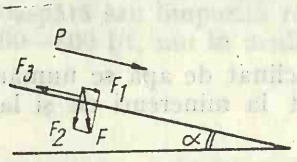
Mișcarea fiecărei granule în curentul de apă are loc sub acțiunea a două forțe principale: greutatea proprie și acțiunea curentului de apă.

Modul de realizare a separării este ușor de înțeles dacă se urmărește acțiunea dinamică a curentului de apă. Într-un jgheab ușor înclinat (I: 20)

de formă pătrată, trapezoidală sau rotundă se introduce o anumită clasă de material pus în mișcare sub acțiunea unui puternic curent de apă care asigură stratificarea granulelor după densitate.

Separarea se realizează cu atît mai ușor și complet cu cît între speciile minerale este o diferență mai mare de greutate specifică, la care se adaugă diferența de formă a granulelor. Astfel, granulele rotunde sau cubice de cărbune se separă bine de sterilele de formă plată sau alungită.

Asupra fiecărei granule din curentul de apă acționează următoarele forțe (fig. 10.1):



$F_1 = mg_0 \sin\alpha$
$F_2 = mg_0 \cos\alpha$
$F_3 = -fmg_0 \cos\alpha$
$P = mg_0 f(v)$
Ecuația mișcării granulelor
$m \frac{dv}{dt} = mg_0 \sin\alpha - fmg_0 \cos\alpha \pm mg_0 f(v)$

Fig. 10.1. Forțele care acționează asupra granulelor în curent înclinat de apă.

— greutatea proprie a granulei care se descompune într-o componentă pe direcția înclinării jgheabului F_1 și o componentă normală pe suprafața de sprijin F_2;

— acțiunea curentului de apă P;

— forța de frecare care se opune mișcării $(F_3 = fF_2)$.

Separarea se realizează datorită tendinței mineralelor cu greutate specifică mare de a cădea în curentul de apă, formînd stratul de bază pe fundul jgheabului, în timp ce mineralele ușoare rămase în suspensie în curentul principal de apă sînt antrenate de acesta prin rostogolirea granulelor rotunde sau cubice.

După ce granulele grele ating fundul jgheabului, mișcarea lor este frînată prin frecare, pierzînd din viteză față de granulele cu greutate specifică mică sau intermediară.

În cazul separării în jgheaburi a cărbunilor, forța de frecare între granulele plate de steril și jgheab frînează considerabil stratul inferior de steril, cu atît mai puternic cu cît rugozitatea materialului cu care este căptușit jgheabul este mai mare.

Frînarea granulelor de steril datorită frecării mărește eficiența de separare a produselor grele, făcînd posibilă obținerea unor sterile și mixte curente.

Stratificarea materialului după greutatea specifică se realizează după un parcurs scurt de aluvionare, de 1—1,5 m.

Dacă alimentarea cu cărbune brut sau minereu brut este uniformă și calitativ constantă, atunci stratificarea se menține neperturbată: înălțimea stratelor de steril și minerale utile fiind practic constantă.

Variația în compoziția densimetrică a alimentării acționează astfel încît stratul de steril, de exemplu, are în unele momente înălțime mare, în alte momente înălțimea scade, în favoarea celorlalte strate care compun înălțimea totală a pachetului de strate aranjate pe verticală, prin aluvio-

nare, în funcție de greutatea specifică. Variațiile calitative măresc dificultatea de separare selectivă a componentelor minerale.

Chiar la menținerea constantă a stratificării, separarea pe componente minerale a pachetului de strate este dificilă. Este greu de găsit punctul corect unde se pot extrage sterile și produse intermediare curate, astfel ca la capătul inferior al jgheabului să se obțină calitatea dorită a produsului ușor.

Pentru concentrarea minereurilor, cele mai utilizate construcții de jgheaburi sînt: sluisurile, jgheaburile labirint, jgheaburile scurte și jgheaburile elicoidale. iar pentru concentrarea cărbunilor — jgheaburile de spălare.

10.1.2. Tipuri constructive de jgheaburi pentru minereuri

Sluisurile sînt jgheaburi de lemn cu lungime variabilă amplasate sub diferite unghiuri de înclinare, pe fundul cărora se montează nervuri pentru reținerea produselor grele. Ele se utilizează în special pentru prepararea minereurilor aluvionare de aur, platină staniu, wolfram.

Tulbureala cu diluție variabilă (3: 1...10: 1) se alimentează la partea superioară a jgheabului: particulele cu greutate specifică mică vor fi antrenate de curentul de apă peste șicanele montate pe fundul utilajului, iar cele grele vor fi oprite de acestea.

În figura 10.2 sînt redate diferitele tipuri de șicane pentru sluisuri.

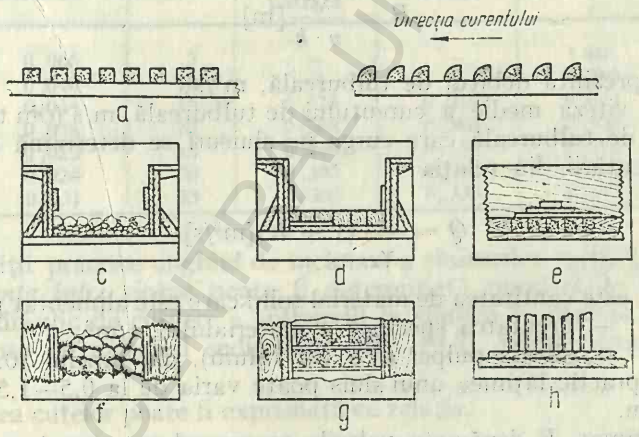


Fig. 10.2. Tipuri de șicane pentru sluisuri: *a* — traverse din lemn de secțiune pătrată; *b* — din sferturi de lemn rotund; *c, f* — din bucăți de rocă: *d,g* — din cuburi de lemn; *e, h* — din lemn căptușite cu fier.

Principalii parametrii tehnologici prin care se poate regla procesul concentrării în sluisuri sînt: diluția tulburelii, înălțimea curentului de fluid, înclinarea și lățimea jgheabului, tipul nervurilor.

— *Diluția tulburelii* se stabilește în funcție de dimensiunile maxime ale materialului care se prelucrează pe sluisuri. Înălțimea minimă a curentului de tulbureală de pe sluisuri în funcție de granulația maximă a particulelor se stabilește din formula:

$$h = a \cdot d \text{ [mm]}$$

în care: a este coeficientul în funcție de mărimea granulelor (tabelul 10.1);

Tabelul 10.1

Parametrii pentru calculul sluisurilor în funcție de granulația materialului

Parametrii	Granulația maximă a materialului [mm]						
	6	6—12	12—25	25—30	50—100	100—200	mai mare de 200
$L:S$ în volum	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—20	16—20
Viteza curentului, v [m/s]	1,0—1,2	1,2—1,6	1,4—1,8	1,6—2,0	1,8—2,2	2,0—2,5	2,5—3,0
Coeficientul a	2,5—3,0	2,0—2,2	1,7—2,0	1,5—1,7	1,3—1,5	1,2—1,3	1,0—1,2

d — cea mai mare dimensiune a granulelor, mm.

— *Lățimea sluisurilor* se stabișește în funcție de mărimea productivității din relația:

$$B = \frac{Q}{v \cdot h} \text{ [m]}$$

în care Q reprezintă debitul de tulbureală, m³/s;

v — viteza medie a curentului de tulbureală, m/s (din tabelul 10,1).

Debitul de tulbureală care curge pe sluisuri se determină cu controlul diluției alimentării din relația

$$Q = \frac{q}{\gamma_s}(1 + K) \text{ [m}^3\text{/s]}$$

în care: q este cantitatea de material solid care este alimentat pe sluis, m/s;

γ_s — greutatea specifică a materialului, t/m³;

K — diluția pulpei $L:S$ (în volum), din tabelul 10.1.

În mod practic lățimea unui sluis poate varia de la 0,5—1,5 m adeseori la 0,7—0,9 m.

Dacă lățimea B depășește valorile recomandate, atunci se vor monta cîteva sluisuri să funcționeze în paralel.

— *Inclinarea sluisurilor*

Unghiul i se află după formula:

$$i = \frac{v^2}{C^2 R},$$

în care v este viteza curentului, m/s;

BCU IAȘI CENTRU UNIVERSITAR LIBRARY

C — coeficient care se stabilește după formula:

$$C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma'}{\sqrt{R}}} [m^{1/2} \cdot s^{-1}]$$

γ' — coeficient de rugozitate;
R — raza hidraulică a curentului, m

$$R = \frac{h}{1 + \frac{2h}{B}}$$

unde h și B sînt corespunzători înălțimii și lățimii curentului m.

Coeficientul de rugozitate γ' depinde de tipul șicanelor de pe sluisuri și este prezentat în tabelul 10.2.

Tabelul 10.2

Valorile coeficientului de rugozitate a diferitelor tipuri de șicane utilizate la sluisuri

R[m]	h[mm]	Coeficientul de rugozitate, γ'		
		Traverse din lemn-secțiune pătrată	Traverse din fier cornier	Rețea din cabluri
0,006	5	—	—	1 880
0,010	10	—	—	0,780
0,014	15	0,325	0,0397	0,615
0,018	20	0,308	0,360	0,534
0,023	25	0,306	0,350	0,500
0,028	30	0,305	0,344	0,490
0,031	35	0,302	0,335	0,485

În condiții practice unghiul de înclinare a șluisurilor variază între 5 și 7°.

— *Distanța între șicane* poate fi determinată pornind de la condițiile regimului hidraulic de curgere a tulburelii în sluisuri la care se observă formarea de cute de material sedimentat (fig. 10.3), regim denumit curgere ondulatorie.

Lungimea cutelor poate fi exprimată cu relația:

$$l = \frac{u_i - u_{med}}{v_0'} \cdot h\,[m]$$

în care: u_{med} este viteza medie de curgere la care se realizează sedimentarea ondulatorie a materialului;

u_i — viteza medie de curgere la care se distruge stratul de material sedimentat ondulatoriu;

v_0' — viteza de spălare a materialului.

BCU IAȘI / CENTRUL UNIVERSITAR LIBRARY

Pentru u_{med} = 1,67 m/s; v'_0 = 0,25 m/s; u_i = 2,2 m/s și
h = 50 mm, distanța între șicane, pentru șluisurile principale, este de:

$$l = \frac{2,2 - 1,67}{0,25} \cdot 0,05 = 0,106 \text{ m.}$$

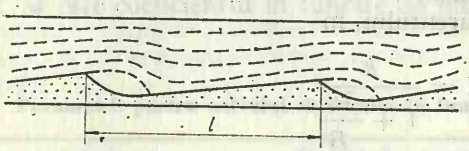


Fig. 10.3. Schema de curgere ondulatorie a tulburelii în șluisuri.

Pentru sluisuri de respălare:

$$l = \frac{1,3 - 0,83}{0,25} \cdot 0,03 = 0,056 \text{ m.}$$

Încercările practice au stabilit că adîncimea curentului pentru sluisurile de spălare este egală cu 80 mm, iar pentru sluisurile de respălare, de 50 mm.

În aceste cazuri înălțimea optimă a șicanelor pentru sluisuri de spălare este de 50 mm, iar pentru sluisuri de respălare de 30 mm.

Încercările experimentale efectuate privind modul de amplasare al șicanelor au scos în evidență că extracția în greutate maximă, în cazul nisipurilor aluvionare aurifere, se obține prin amplasarea șicanelor la 45° în direcția curgerii.

— *Frecvența curățirii sluisurilor.* Pentru a preîntîmpina pierderile de substanță utilă, evacuarea concentratului trebuie să se facă în mod ritmic și la timp.

Frecvența curățirii sluisurilor depinde de conținutul în metal al nisipului tratat și de distanța între șicane.

Volumul spațiului format între șicane este:

$$V = B \cdot h' \cdot l - B \cdot h' \cdot b \cdot n = Bh'(l - bn)$$

unde: B este lățimea sluisului;
h' — înălțimea șicanei;
l — lungimea sluisului;
b — lățimea șicanei;
n — numărul șicanelor;

$$n = \frac{l + b}{l_1 + b} + 1$$

unde: l_1 este distanța între șicane.

Cantitatea de metal sau mineral în nisipul supus spălării într-un schimb este egală cu:

$$q = \frac{a \cdot Q_s}{100}$$

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

unde: Q_s este cantitatea de nisip spălat pe schimb;

a — conținutul substanței utile în nisipul brut, %.

Frecvența curățirii sluisului pe schimb se stabilește făcînd raportul dintre cantitatea de metal supusă preparării și volumul spațiului fomat între nervuri:

$$m = \frac{a \cdot Q_s}{100 \cdot B \cdot h'(l - b \cdot n)}$$

Tipuri de sluisuri. Sluisurile sînt de două feluri: *principale* în care adîncimea curentului este mai mare de 20 mm și *secundare* sau de respălare cu adîncimea curentului sub 20 mm.

Sluisurile *principale* sînt confecționate din scînduri de lemn montate direct pe pămînt sau pe grinzi de lemn, avînd secțiunea dreptunghiulară cu lățimea pînă la 700 mm și o înălțimea ce nu depășește 0,8 m. Lungimea totală a sluisurilor principale variază între 30 și 48 m (fig. 10.4).

Înclinarea sluisurilor principale variază pe tronsoane.

Primul tronson de alimentare are înclinarea între 15 și 25‰, tronsonul al doilea între 25 și 30‰, tronsonul al treilea între 35 și 40‰, tronsonul al patrulea între 40 și 42‰, tronsonul al cincilea și celelalte între 42 și 45‰.

Sluisurile *secundare* se utilizează pentru respălarea produselor obținute la capătul sluisurilor principale și pentru spălarea nisipurilor aurifere cu granulație 0,5 mm. Lungimea sluisurilor secundare variază între 6 și 12 m, adîncimea reste redusă, lățimea este mai mare de 800 mm și unghiul de înclinare este de 80—120‰.

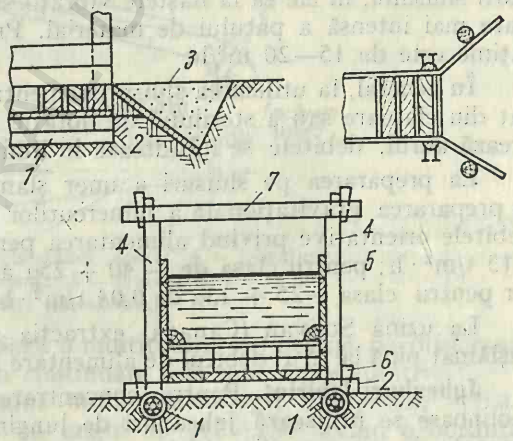


Fig. 10.4. Construcția sluisurilor principale: *1* — tropane; *2* — grindă de susținere; *3* — pămînt de fixare; *4* — stilpi — ramă; *5* — bandaje din scîndură; *6* — plane de fixare; *7* — grinzi de rigidizare.

Lățimea totală a sluisurilor secundare este de 4—10 ori mai mare decît a șluisurilor principale, datorită dispunerii în paralel a jgheaburilor.

Instalațiile mai noi de concentrare includ în șluisuri: dezintegrarea materialului, preclasarea, spălarea și concentrarea lui.

Sluisurile *fixe* prezintă dezavantajul că funcționarea lor este intermitentă fiind necesară a se colecta concentratul.

În unele cazuri, pentru curățirea sluisurilor fără oprirea funcționării lor se utilizează aspiratoare hidraulice.

În ultimul timp s-au construit instalații de *sluisuri cu evacuare continuă* a produselor.

Sluisurile *automate* cu mai multe planșete rabatabile se folosesc pentru extracția metalelor din șlamurile fine obținute la prepararea gravitațională a minereurilor filoniene și pentru extracția metalelor rare din sterilul flotației. Principalul avantaj al acestor aparate, în comparație cu mesele de concentrare, constă în diminuarea suprafeței ocupate precum și în funcționarea lor automată.

— *Sluisul sub formă de bandă* constă dintr-o bandă de cauciuc fără sfîrșit. Înclinarea benzii este reglabilă. Materialul se încarcă pe partea superioară a benzii care se mișcă în sens invers de curgere a tulburelii. Partea ușoară din material este spălată de apă și se descarcă în toba inferioară, în timp ce fracția grea aflată pe bandă spălată de curentul de apă depășește împreună cu banda, toba inferioară și se colectează separat. Productivitatea unui sluis de 3 m lungime și o lățime de cca 1,5 m, este de 5 m^3/h.

— *Sluisul vibrator* constă din două jgheaburi metalice paralele cu o lățime de 720 mm și o lungime de 6 m.

Jgheaburile sînt fixate pe rame prin intermediul unor arcuri amortizoare dispunînd de un mecanism pentru reglare și schimbare a înclinării. Pe fiecare jgheab se stabilește un vibrator. Amplitudinea vibrației jgheabului este de 0,3 m. Pe jgheab se fixează șicane din oțel laminat cu o grosime de pînă la 3 mm. Șicanele se fixează cu resorturi speciale în așa fel că în timpul funcționării sluisului, în ele să ia naștere vibrații suplimentare, contribuind la o afînare mai intensă a patului de material. Productivitatea unui sluis de 1 m lățime este de 15—20 m^3/h.

În general, la utilizarea sluisurilor pentru prelucrarea materialului deversat din clasoare sau a sterilului de flotație la uzinele de flotație, care prelucrează aurul, debitele se încadrează în limitele de 0,5—1 $t/m^2 \cdot h$.

La prepararea pe sluisuri a unor șlamuri clasate foarte fin, obținute la prepararea gravitațională a minereurilor de staniu și wolfram, în U.R.S.S debitele orientative privind alimentarea pentru clasa — 70 + 40μ reprezintă 0,15 $t/m^2 \cdot h$; pentru clasa de — 40 + 25μ aceste debite sînt de 0,06 $t/m^2 \cdot h$, iar pentru clasa —25 + 13μ de 0,04 $t/m^2 \cdot h$.

La uzina Sulivan (Canada) extracția casiterirului din sterilul flotației deșlămat pînă la 15 μ, debitul de alimentare a fost de 0,3 $t/m^2 \cdot h$.

Jgheaburi labirint. Pentru concentrarea minereurilor și a nisipurilor caolinoase se utilizează jgheaburi de lungimi mari și înclinare foarte mică montate în zig-zag (fig. 10.5).

Suspensia cu particule foarte fine și ușoare este antrenată de un curent de apă cu viteza foarte redusă, iar fracțiunea mai grea se depune, evacuîndu-se discontinuu.

Jgheaburi scurte. În ultimele două decenii au intrat în practica preparării minereurilor jgheaburile scurte de spălare cunoscute și sub denumirea de **jgheaburi cu evantai.**

Principiul de funcționare a jgheabului scurt (fig. 10.6) constă în faptul că datorită formei pe care o are, ca urmare a îngustării sale spre capătul de evacuare, nivelul tulburelii crește treptat și, în curentul cu înălțime din ce în ce mai mare, particulele minerale se vor stratifica în funcție de greutatea lor specifică; cele mai grele la bază, cele mai ușoare în stratele superficiale.

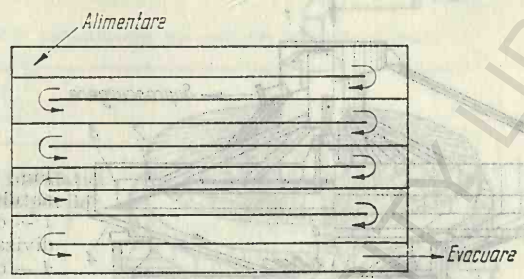


Fig. 10.5. Jgheabul labirint.

Tulbureala părăsește jgheabul sub forma unui evantai, împărțit în două sau trei produse, printr-un sistem de divizor reglabil.

Avantajele pe care le prezintă: construcție simplă, lipsa pieselor în mișcare, randament de concentrare ridicat, ușurința de reglare și adaptarea la caracteristicile materialului tratat, au determinat utilizarea frecventă a acestui utilaj.

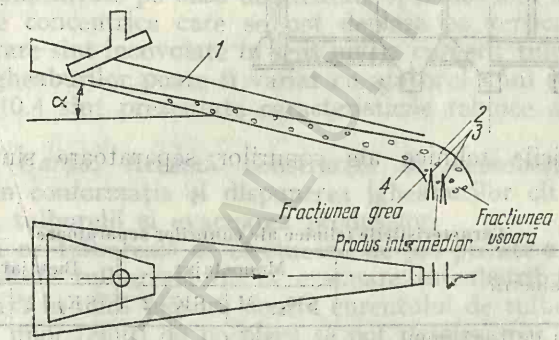


Fig. 10.6. Schema jgheabului scurt: *1* — jgheabul; *2* — curentul de tulbureală; *3* — divizoare; *4* — fundul (curbat) jgheabului.

În practica mondială se utilizează o multitudine de utilaje pe principiul jgheaburilor scurte. Se prezintă în continuare cele mai reprezentative.

Conul separator al Combinatului miniero-metalurgic Dneprovsk constă dintr-un vas de formă conică cu un unghi de 140—156° avînd o bordură nu prea înaltă. Tulbureala cade la periferia conului, iar produsele se adună spre centru. Pentru o alimentare constantă se utilizează un divizor de tulbureală format dintr-un cilindru cu 12 conducte (fig. 10.7.)

În interiorul conului în partea de jos a fundului sînt stabilite pene de separare. Prin ieșirea din aceste spații de separare curentul de tulbureală se separă în concentrat, produs intermediar și steril. Aceste produse cad în niște conducte concentrice. Conul separator se construiește cu unu, două

sau trei etaje. În cele cu două sau trei etaje concentrarea inițială are loc în conul superior, iar produsele cad în conul inferior prin cădere proprie, unde are loc recurățirea concentratelor.

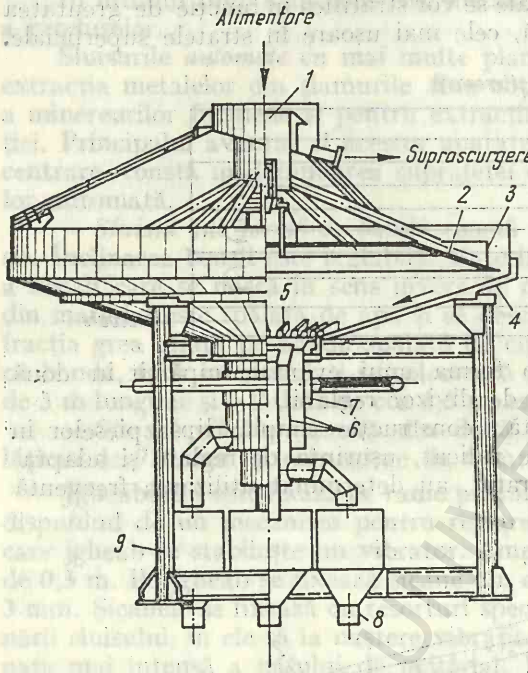


Fig. 10.7. Conul separator al Combinatului miniero-metalurgic Dneprovsk: *1* — divizor de tulbureală; *2* — con de divizare; *3* — perete perforat inelar; *4* — con de sortare; *5* — pene radiale; *6* — compartimentul de despărțire a tulburelii; *7* — dispozitiv pentru reglarea evacuării produselor de preparare; *8* — jgheab colector; *9* — ramă.

Caracteristicile tehnice ale conurilor separatoare sînt prezentate în tabelul 10.3.

Tabelul 10.3

Caracteristicile tehnice ale conurilor separatoare

Parametrii	Monoetajat		Bietajat	Trietajat	
	SK_2—M	SK—2	SK_2—2	SK_3—2	SK_2—3
Diametrul conului de bază [mm]					
— partea superioară	2 000	2 880	2 000	2 880	2 000
— partea de mijloc	—	—	2 000	2 880	2 000
— partea inferioară	—	—	—	—	2 000
Lungimea generatoare [mm]	800	1 190	770	1 100	770
Suprafața platformei de lucru, fără penele de separare [m^2]	2,95	6,4	2,9	6,0	2,85
totală (cu penele de separare) [m^2]	—	—	5,7	11,88	8,55
Unghiul de formare a conului cu suprafața orizontală [gr]	14—20	14—20	14—20	14—20	14—20
Cantitatea de solid în alimentare [%]	45—60	45—60	45—60	45—60	45—60
Productivitate [t/h]	20—40	40—80	25—45	45—90	20—40
Dimensiunile de bază a aparatului [mm]:					
— lungime	2 160	3 060	2 500	3 350	2 160
— lățime	2 160	3 060	2 480	3 100	2 250
— înălțime	2 290	2 800	2 650	3 250	3 450
Greutatea separatorului [t]	1,46	2,5	2,9	5,0	3,3

Separatorul Cannon. Montarea a 48 jgheaburi scurte pe o suprafață conică în baterii alimentate printr-un distribuitor central formează instalația Cannon (fig. 10.8).

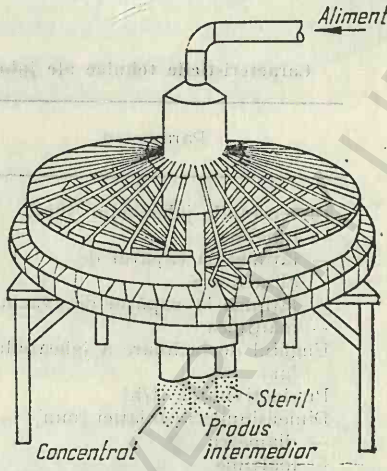


Fig. 10.8. Vedere generală a instalației Cannon pentru concentrarea nisipurilor.

Produsele concentrate pe bază de greutate specifică sînt separate cu ajutorul unor inele concentrice care se pot deplasa pe verticală și ale căror registre de separare sînt încovoiate în sens invers curgerii tulburelii. Unghiul de înclinare a jgheaburilor poate fi variat cu ajutorul unui șurub.

În tabelul 10.4 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale jgheaburilor Cannon.

Separatorul Carpo. Această construcție se deosebește de instalația Cannon atît prin conformația și dispunerea jgheaburilor cît și prin modul de alimentare a tulburelii și evacuarea produselor.

Alimentarea cu tulbureală se efectuează de jos ptrintr-o cameră ascendentă. Evantaiul de tulbureală de la evacuare este distribuit suplimentar cu o placă dispusă în mică măsură contra curentului de tulbureală.

Cu ajutorul unor renuri de pe placă se pot defalca mai multe produse. Jgheaburile evantai singulare, montate unul lîngă altul și suprapuse, formează niște baterii cu capacități mari de prelucrare.

În tabelul 10.4 sînt redate caracteristicile tehnice ale utilajului.

Aparatul de flotație cu jgheaburi scurte. Este o variantă a separatorului Cannon în care se introduc în tulbureala din distribuitor reactivii de flotație necesari. În partea superioară, pe fundul jgheabului, se găsește montată o sită prin care se introduce aerul necesar aerării tulburelii. Tulbureala ajunsă în cele 48 jgheaburi se separă în trei strate și anume: cel superior — produs flotat, o lamă intermediară de apă și stratul inferior — produs neflotat. La capătul de evacuare a jgheaburilor, produsele finite sînt separate între ele prin intermediul unor registre de formă inelară.

Separatorul magnetic cu jgheab scurt. Este utilizat pentru concentrarea minereurilor cu proprietăți magnetice și cu greutate specifică ridicată (fig. 10.9).

Sub jgheaburile scurte sînt dispuși mai mulți magneți permanenți care creează un cîmp magnetic neomogen, favorizînd concentrarea granulelor magnetice în stratele inferioare ale fluidului în mișcare. La capătul jgheabului produsele finite sînt separate cu ajutorul unor divizoare.

Tabelul 10.4

Caracteristicile tehnice ale jgheaburilor CANNON și CARPO

Parametru	Tip Cannon	Tip Carpo
Dimensiunile jgheabului [mm]		
— lungime	914	610
— lățimea la capătul de alimentare	127	230
— lățimea la capătul de evacuare	8	13
— înălțimea	50	—
Unghiul de înclinare a jgheabului [gr]	7,5	16—20
Productivitatea [t/h]	27—45	59
Dimensiunile instalației [mm]:		
— diametru	2 160	—
— înălțime	1 860	2 150
— lungime	—	9 450
— lățime	—	6 700
Masa instalației [t]	0,46	

Rezultatele concentrării în cazul jgheaburilor scurte sînt influențate de caracteristicile constructive ca: lungimea și forma secțiunii transversale a jgheabului, unghiul de conicitate al pereților laterali, natura suprafeței jgheabului, precum și de sistemul de evacuare a produselor finite.

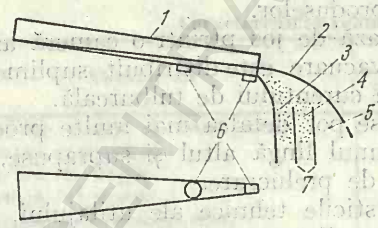


Fig. 10.9. Separator magnetic cu jgheab scurt: *1* — jgheab; *2* — evantai de tulbureală; *3* — produs greu magnetic; *4* — produs intermediar; *5* — produs ușor; *6* — magneți permanenți; *7* — divizoare.

Jgheaburile se căptușesc cu plăci de oțel, material plastic sau cauciuc pentru a le face rezistente la uzură și a conferi suprafeței de separare un anumit grad de rugozitate.

Jgheaburi elicoidale. Jgheabul elicoidal constă dintr-un jgheab curbat după o elice continuă în jurul unui ax vertical. Tulbureala se alimentează la partea superioară a jgheabului și se scurge sub forma unui strat subțire (de 6—15 mm); particulele grele de material se concentrează spre bordura interioară a spiralei și se evacuează prin orificiile practicate din loc în loc, iar fracțiunile ușoare sînt transportate și evacuate la partea inferioară a jgheabului (fig. 10.10).

Jgheaburile elicoidale au o largă utilizare pentru prepararea nisipurilor cu conținut de ilmenit, zircon, rutil, a mineralelor cu conținut de metale rare și prețioase, a minereurilor de fier slab magnetice etc. Se mai folosesc la concentrarea cărbunilor mărunți (— 6 mm).

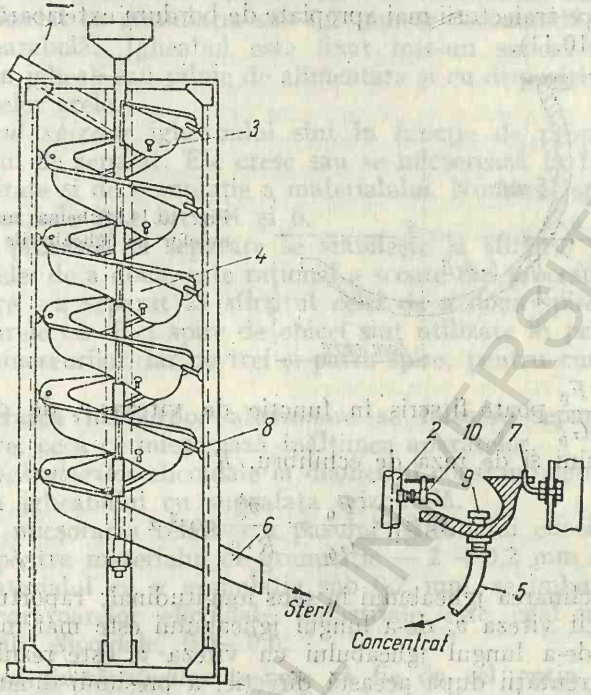


Fig. 10.10. Spirala elicoidală: *1* — jgheab de alimentare; *2* — conductă pentru apă suplimentară; *3* — jgheab elicoidal; *4* — flanșe pentru legarea elementelor; *5* — furtun; *6* — jgheab pentru steril; *7* — dispozitiv pentru fixarea jgheaburilor; *8* — suport de susținere; *9* — dispozitiv de evacuare; *10* — robinet pentru apă suplimentară.

a. *Procesul de preparare pe jgheaburi elicoidale.* Separarea granulelor se produce sub acțiunea combinată a greutății, a forței centrifuge, a împingerii dinamice a fluidului și a frecării pe fundul jgheabului. Produsele concentrării au traiectorii de deplasare diferite în interiorul jgheabului în funcție de greutatea lor specifică.

La începutul mișcării fiecare granulă se deplasează după o elice cu rază variabilă.

După parcurgerea unei anumite distanțe (două sau trei spire) traiectoria granulei se stabilizează, continuînd să se deplaseze cu viteză constantă pe o elice cu rază constantă. Elicea de echilibru trece prin secțiunea jgheabului în punctul în care înclinarea transversală satisface relația:

$$F_0 \cos \beta = G_0 \sin \beta$$

în care: F_0 este forța centrifugă care acționează asupra granulei în apă:
G_0 — greutatea în apă a granulei.

Se observă că granulele pentru care $\frac{F_0}{G_0} = \text{tg}\,\beta$ este mai mare, acestea se vor deplasa pe traiectorii mai apropiate de bordura exterioară a jgheabului și invers (fig. 10.11).

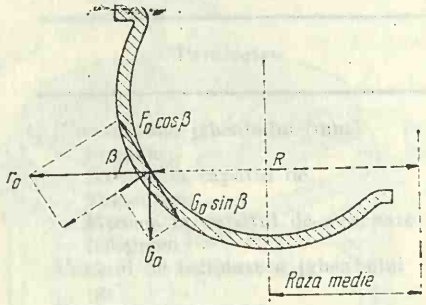


Fig. 10.11. Schema mișcării granulelor pe jgheaburile elicoidale.

Raportul $\frac{F_0}{G_0}$ poate fi scris în funcție de viteza v_c de deplasare de-a lungul jgheabului și de raza de echilibru, R:

$$\text{tg}\,\beta = \frac{F_0}{G_0} = \frac{v_c^2}{R \cdot g} \cos^2 \alpha$$

unde α este înclinarea jgheabului în sens longitudinal; raportul este cu atît mai mare cu cît viteza v_c de-a lungul jgheabului este mai mare.

Mișcarea de-a lungul jgheabului cu viteza v_c este rezultatul acțiunii componentei greutății după această direcție, a presiunii dinamice a fluidului și a forței de frecare îndreptată în sens invers. La aceeași dimensiune, granulele cu greutate specifică mare se deplasează cu viteze mici, iar la aceeași greutate specifică granulele mici se deplasează mai încet.

Astfel în secțiune transversală aranjarea granulelor se face dinspre interior spre exterior în ordinea: granule mici de densitate mare, granule mari de densitate mare și granule mici de densitate mică, granule mari de densitate mică.

Granulele cu densitate mare care se mișcă pe traiectorii mai apropiate de marginea interioară a jgheabului sînt evacuate prin orificii speciale prevăzute în jgheab, în timp ce granulele ușoare sînt deplasate spre marginea exterioară și sînt evacuate cu lichidul pe la partea inferioară a jgheabului.

b. *Parametrii constructivi și tehnologici ai jgheaburilor elicoidale.*

— *Parametrii constructivi* de bază care influențează funcționarea jgheaburilor elicoidale se referă la: diametrul jgheabului elicoidal, profilul secțiunii transversale, numărul de spire, pasul jgheabului elicoidal, numărul compartimentelor separatoare și locul amplasarii lor.

— *Diametrul jgheabului* elicoidal determină mărimea separatorului. Alegerea diametrului separatorului este în funcție de productivitatea dată pentru partea solidă de granulație și de densitatea materialului de separat.

Diametrul jgheabului la separatoarele elicoidale variază între 600 și 1 200 mm.

— *Profilul secțiunii transversale* a jgheabului poate fi circular, eliptic sau parabolic avînd marginea exterioară mai ridicată. În cazul preparării unui material cu granulație sub 2 mm, se recomandă un profil eliptic. Pentru un material cu granulația sub 0,2 mm se recomandă un profil slab înclinat de parabolă. Jgheabul este fixat într-un suport metalic și este prevăzut cu un jgheab sau pîlnie de alimentare și cu dispozitive pentru evacuarea produselor grele.

— *Numărul spirelor* jgheabului sînt în funcție de proprietățile fizice ale materialului de separat. Ele cresc sau se micșorează în funcție de diferența de densitate și de granulație a materialului. Numărul spirelor la separatoarele industriale este între 4 și 6.

Deoarece procesul de separare se stabilește la sfîrșitul primei spire și la începutul celei de a doua, este rațional a scoate din procesul de preparare materialul care s-a separat la sfîrșitul celei de a doua spire.

Separatoarele cu cinci spire de obicei sînt utilizate în primul stadiu de preparare a minereurilor, iar cu trei și patru spire, pentru curățirea concentratelor.

La prepararea nisipurilor aluvionare se folosesc separatoare cu trei sau patru spire, ceea ce micșorează înălțimea aparatelor.

— *Pasul jgheaburilor* elicoidale la diametrul constant determină unghiul de înclinare a jgheabului cu suprafața orizontală.

Odată cu micșorarea relativă a pasului jgheabului elicoidal indicatorii de preparare pentru materialul de granulație — 2 + 0,2 mm se înrăutățesc iar pentru materialul cu o granulație sub 0,2 mm, se îmbunătățesc.

Pasul separatoarelor elicoidale industriale este egal cu 0,4—0,6, iar pentru sluisurile elicoidale, 0,5—0,6.

— *Numărul despărțiturilor* trebuie să fie de cel puțin 3—4 pentru a asigura o extracție ridicată a mineralelor grele. Aceste separatoare pot fi montate cîte unul pe fiecare spiră, în unele cazuri montîndu-se două sau trei separatoare pe fiecare spiră. Numărul lor se stabilește în urma încercărilor practice, variind de la caz la caz.

Concentratul final se obține după cîteva retratări a produselor obținute fiind dirijat apoi spre alte metode de preparare (ex. flotație).

Parametrii tehnologici se referă la: granulație, densitatea și forma mineralelor la alimentare, pregătirea minereului înaintea preparării, conținutul de material solid în alimentare, cantitatea apei de spălare și productivitatea.

— *Granulația și densitatea* particulelor în alimentare reprezintă limita superioară de granulație a particulelor supuse prelucrării pe separatoarele elicoidale care este în funcție de densitatea materialului. Astfel pentru cuarț ea este de 6—12 mm, iar pentru mineralele grele ($\gamma = 4 \ldots 7$ g/cm^3)2—3 mm. Prepararea în jgheaburi elicoidale a materialelor de granulație mai mare nu este eficientă.

Limita minimă a granulației extrasă în concentrat se determină prin cîntărire și repartizarea ei în grosimea curentului în jgheabul separatorului fiind egală cu 0,07 mm după cuarț. Extragerea particulelor fine în concen-

trat poate fi îmbunătățită prin micșorarea turbulenței pulsației, reducerea vitezei și a grosimii curentului. În aceste condiții s-au construit aparate care pot concentra particule cu granulație de — 0,5 + 0,02 (0,03) mm.

Rezultate bune se obțin dacă diferența de densitate este de ordinul unei unități. În cazul cărbunilor, dimensiunile optime de separare sînt între 4 și 0,2 mm.

— *Forma particulei.* Odată cu creșterea coeficientului de sfericitate, extracția particulelor în concentrat pe separatoare elicoidale se micșorează. Cel mai avantajos pentru preparare este cazul cînd particulele de steril au un înalt grad de sfericitate, iar particulele de minerale utile un grad scăzut. Deci granulele plate de steril impurifică concentratul.

O dificultate de separare prezintă cărbunii care au granule de formă plată, care datorită coeficientului mare de frecare se pot amesteca cu granulele de steril.

— *Pregătirea minereului înaintea preparării* constă în clasificarea și deșlămarea lui.

Cercetările au stabilit că o clasare gravitațională a materialului crește cu 20% productivitatea separatoarelor.

De asemenea, se recomandă deșlămarea inițială a materialului de alimentare. Dacă materialul conține peste 15—20% material argilos mîlos, deșlămarea preliminară este obligatorie.

— *Conținutul de material solid în alimentare.* În cazul prelucrării nisipurilor aluvionare cantitatea de material solid poate să fie între limitele de 15—25%. La prepararea minereurilor, de exemplu de fier, în operația de bază a separatorului se poate atinge 30—40%.

Conținutul cel mai redus admis în alimentare este de 6—8% material solid.

— *Consumul de apă.* Printr-o reglare corectă a cantității de apă se ridică gradul de concentrare a materialului, se reduce suprafața de depunere a mîlului la suprafața jgheabului în zona concentrării, se ușurează transportul mineralelor grele, crește diluția materialului la marginea jgheabului și se intensifică circulația transversală a circuitului de apă — liniile de evantai ale concentratului situîndu-se aproape de linia interioară a curentului.

Consumul de apă pentru un jgheab cu diametrul de 600 mm este de 0,3—0,6 l/s. Prin excesul cantității de apă, particulele grele trec în curentul tulburelii, iar în cazul consumului redus în concentrat se vor regăsi particule de steril.

— *Productivitatea jgheaburilor elicoidale.* Productivitatea acestor separatoare depinde de diametrul spirelor jgheaburilor, de unghiul de înclinare a liniei elicoidale, de compoziția mineralogică și de granulația materialului supus preparării.

Se poate calcula cu formula empirică:

$$Q = K_i \gamma_i D^2 \sqrt{d_{max} \frac{\gamma_1 - 1}{\gamma_2 - 2}} \text{ [t/h]}$$

în care K_i este coeficient care depinde de preparabilitatea materialului, m/mm^{0,5} h;
pentru minereurile greu preparabile $K_i = 0,4$;
pentru minereurile ușor preparabile $K_i = 0,7$;
în cazul unei preparabilități medii $K_i = 0,6$;
γ_n, γ_1 și γ_2 — greutatea specifică a materialului inițial, a mineralelor grele și ușoare, t/m^3;
D — diametrul separatorului, m;
d_{max} — dimensiunea maximă a particulelor de tratat, mm.

Productivitatea crește la creșterea diametrului spirelor și a unghiului de înclinare a liniei elicoidale. Micșorarea mărimii granulelor de steril și a mineralelor utile în alimentare, cît și un conținut ridicat de argilă și șlamuri în materialul de alimentare, duc la micșorarea productivității utilajului.

Stabilirea productivității jgheaburilor elicoidale se face pe baza datelor de ordin practic sau în urma unor cercetări experimentale.

Astfel pentru separatorul cu diametrul de 600 mm la prepararea minereurilor de fier, la o granulație de 0,3 (0,2) + 0 mm, productivitatea s-a stabilit la 1—1,4 t/h, iar la o granulație de 1,17 (0,8) mm poate ajunge la 1,6 t/h.

Valorile medii ale productivității jgheaburilor elicoidale sînt prezentate în tabelul 10.5.

Tabelul 10.5

Productivitatea medie a jgheaburilor elicoidale pentru nisipuri și minereuri ușor și medii preparabile (greutatea specifică a mineralelor utile 6—7,5 g/cm^3 [t/h]

Granulația maximă a particulelor din materialul de preparat [mm]	Diametrul separatorului [mm]				
	500	600	750	900	1200
0,2	0,3	0,4	0,7	1,2	1,8
0,5	0,5	0,7	1,1	1,7	2,9
1,0	0,6	1,0	1,6	2,5	4,0
2,0	1,0	1,5	2,4	3,4	5,8
3,0	1,2	1,8	3,0	4,3	7,5
4,0	—	—	3,5	5,0	8,5
6,0	—	—	4,1	5,7	10,5
8,0	—	—	4,7	6,9	12,0

c. *Tipuri de jgheaburi elicoidale pentru minereuri.* După construcția lor, separatoarele elicoidale se împart în două tipuri:

— cu pasul constant;

— cu pasul reglabil al jgheabului.

Primul tip cuprinde separatoare construite de Irghiredment (model M—1—2), Humphreys și separatoarele produse în R. D. Germană.

Separatoarele Humphreys sînt formate din 3—6 spire cu diametrul de 600—750 mm, cu un pas constant de 300—460 mm, executate din oțel sau fontă cu suprafața interioară tratată termic.

În R. D. Germană separatoarele se execută din tablă de oțel presată cu grosimea de 1,5 mm; aceste separatoare au patru spire cu diametrul de 500 mm și cu un pas de 150 mm.

Cel de al doilea tip cuprinde separatoarele cu pas reglabil model V.S.P., V.S.R., S.V.M. — 750 A, S.V.M. 1 200 prevăzute cu un jgheab de cauciuc cu diametrul spirei de 750—1 200 mm. Separatoarele au un suport central (coloană), un jgheab metalic elicoidal confecționat din tablă de oțel ștanțată cu grosimea de 3—4 mm. Jgheabul este căptușit cu plăci de cauciuc.

Caracteristicile tehnice ale separatoarelor elicoidale cu pasul spirei reglabil sînt redate în tabelul 10.6.

Tabelul 10.6

Caracteristicile tehnice ale separatoarelor elicoidale cu pasul spirei reglabil

Parametrii	Separator			
	Pentru lucrări de explorare (geologice)		Industrial	
	VSP	VSR	SVM-750A	SVM-1200
Diametrul jgheaburilor [mm]	250	500	750	1200
Pasul spirei [mm]	94—137	180—228	450—550	600—850
Numărul de spire	3	5	4	4
Forma secțiunii jgheabului	eliptică orizontal	amplasată cu raportul axului 1:2	circulară de 226	cu diametrul mm
Consumul de apă de spălare [l/s]			0,5	1,0
Mărimea granulelor de steril			pînă la 12	pînă la 16
Limitele de mărime ale granulelor minerale utile [mm]			0,05—2	0,05—4
Productivitate [t/h]	0,2	0,5—1,0	3—8	8—20
Parametrii de bază ai aparatului [mm]				
— lungime	—	—	900	1500
— lățime	—	—	800	1500
— înălțime	790—900	1550—1800	4 000	4 200
— greutate [kg]	8,3	38	475	740

La o serie de fabrici, jgheaburile elicoidale se căptușesc cu cauciuc sau cu alte materiale rezistente la uzură, ceea ce le mărește de cîteva ori durata de utilizare.

În S.U.A. se produc separatoare căptușite cu neopren (cauciuc sintetic) care s-a dovedit a fi foarte rezistent.

Se mai utilizează și separatoare elicoidale de tip ușor, executate din azbociment. Aceste separatoare sînt de cinci ori mai ușoare decît separatoarele Humphreys, constituind un avantaj important în situațiile cînd nisipurile se prepară pe drage sau pontoane plutitoare.

În Australia se utilizează o variantă a separatoarelor elicoidale, construită din beton, care se deosebește de separatoarele Humphreys prin configurația suprafeței de lucru, modul de debitare a apei de spălare și modul de separare a concentratelor.

De asemenea s-au construit separatoare din sticlă sau căptușite cu mase plastice.

În R. P. Polonă se utilizează separatorul cu două jgheaburi pe care în același timp se execută concentrarea și curățirea concentratului. Materialul, obținut în primul jgheab, curge prin gravitație în cel de al doilea jgheab, care se află aproape de axul separatorului puțin mai jos decît primul.

O mare răspîndire o are separatorul dublu Reichert (diametru 620 mm, pasul spirei 350 mm). Jgheabul acestui separator este din fibre de sticlă, suprafața de lucru fiind acoperită cu linotex. Separatorul se remarcă printr-o mare rezistență la uzură.

În cadrul Combinatului Minier Baia Mare funcționează separatoare elicoidale din PAFS (poliamidă armată cu fibre de sticlă), executate de CUPSIC * — București avînd o rezistență mare la uzură.

a. *Utilizarea jgheaburilor elicoidale.* Separatoarele elicoidale nu au piese mobile, neproducînd staționări determinate de defecțiuni mecanice, pe de altă parte ele permit să se obțină indicatori tehnologici de preparare ridicați.

Costul preparării nisipurilor la separatoare elicoidale este cu 15—60% mai mic decît la mașinile de zețaj, iar consumul de apă este mai mic cu 35—40%.

La prepararea cu ajutorul separatoarelor elicoidale a nisipurilor de compoziție granulometrică variabilă, extracția mineralelor utile în concentrat este cu 3—10% mai mare decît la extracția de zețaj.

În tabelul 10.7 sînt prezentate rezultatele obținute la încercarea industrială comparativă a separatoarelor conice, a separatoarelor elicoidale și a meselor de concentrare. Prin utilizarea separatoarelor se reduce considerabil suprafața ocupată a pardoselii și se reduc totodată cheltuielile de exploatare.

Tabelul 10.7

Rezultatele obținute la încercarea industrială comparativă a separatoarelor conice, a separatoarelor elicoidale și a meselor de concentrare la prepararea minereurilor din zăcăminte aluvionare

Indicatori	Separatoare conice	Separatoare elicoidale	Mese de concentrare
Conținutul de fracție grea în concentrat [%]	45,7—51,5	37,1	56,3
Extracția fracției grele în concentrat [%]	89,5—92	92,3	80,4
Eficiența preparării [%]	74,6—80,4	72,0	70,6
Productivitatea utilajului pentru nisipuri la o unitate din suprafața de lucru [t/m² h]	1,86	0,37	0,111
Productivitatea la o unitate pe suprafața productivă [t/m² h]	1,49	0,65	0,137
Consumul de energie electrică la o tonă de nisipuri [kW h]	0	0	0,83
Consumul de apă la o tonă de nisipuri [m³]	1,5	6	4

Jgheaburile elicoidale lucrează în general în baterii de cîte 5—10 aparate, fiecare jgheab ocupînd o suprafață de circa 1 m². Ele se folosesc pentru concentrarea unor minereuri aluvionare de metale rare (titan, zircon,

* CUPSIC — Centrala de utilaje și piese de schimb pentru industria chimică.

monazit, staniu). Jgheaburile elicoidale se pot utiliza numai în ciclu primar de preparare și numai în operațiile la care nu se obține sterilul de haldă și la granulația materialului de alimentare în limitele — 2 + 0,1 (0,074) mm. La uzinele de flotație aceste separatoare se pot instala pentru extracția din partea granulată a sterilului de flotație a mineralelor însoțitoare de mare densitate.

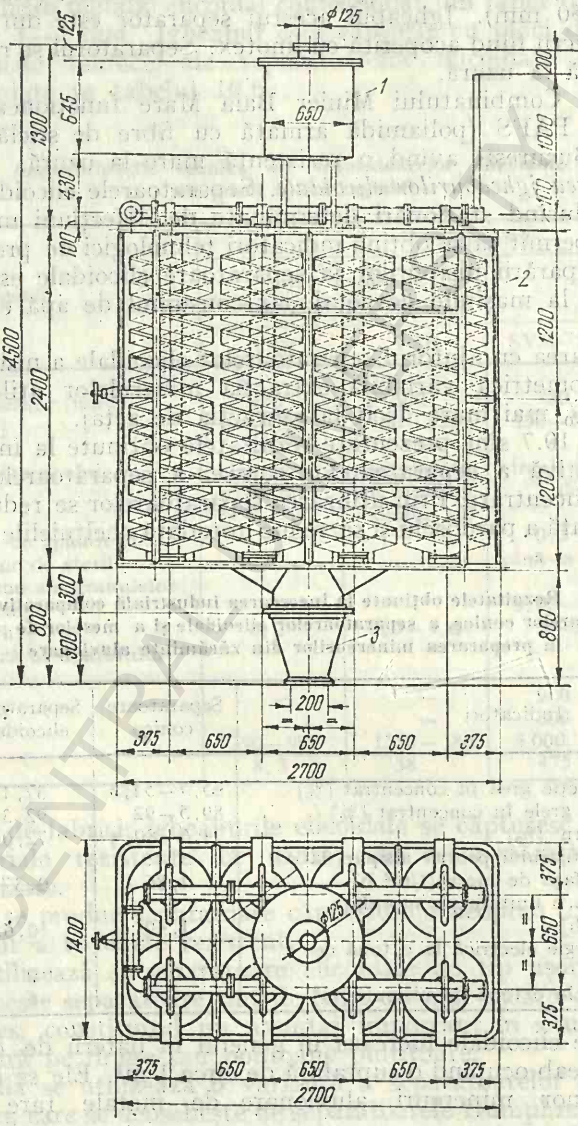


Fig. 10.12. Baterii de jgheaburi, elicoidale.

Separatoarele elicoidale se folosesc pe scară largă și la extracția oxizilor slab magnetici din minereurile de fier, care nu necesită măcinarea lor fină înainte de preparare, la prepararea minereurilor de staniu și metale rare ca utilaje de bază la începutul procesului înaintea flotației pentru extragerea în același timp a metalelor rare în ciclul închis de măcinare în calitate de aparate de control pentru evitarea remăcinării sterilelor de flotație.

În țara noastră se construiesc două tipuri de baterii de spirale: 4 × 2 și 6 × 2 spirale.

În figura 10.12 este prezentată bateria 4 × 2 spirale.

La ambele tipuri de baterii se utilizează spirale cu diametrul de 600 mm, cu două începuturi, avînd cîte 7 spire într-o coloană. Capacitatea de tratare este de cca. 2 t/h pentru fiecare spirală. Spiralele se confecționează din PAFS sau din cauciuc ținînd seama de abrazivitatea materialului.

10.1.3. Tipuri constructive de jgheaburi pentru cărbuni

Jgheaburi de spălare. În funcție de granulație, jgheaburile se construiesc pentru cărbuni mărunți (0—10 mm), sau pentru cărbuni de granulație mare (10—80 mm). Jgheaburile sînt cunoscute sub denumirea *Rheo spălătoare*. Ele sînt căptușite în interior cu plăcuțe de ceramică sau faianță și sînt prevăzute din loc în loc cu aparate de evacuare, fixate pe fundul jgheabului, pentru extragerea din stratul mobil de produs greu a unei cantități cît mai mari de granule cu greutate specifică ridicată.

Jgheaburile Rheo pentru cărbune mare au lungimea de 12—15 m și lățimea de 500—700 mm. Pe prima porțiune, de 2—3 m, înclinarea este de 6—8°, pentru a asigura afînarea și stratificarea materialului. În continuare, înclinarea jgheabului este redusă de la 3 la 2°.

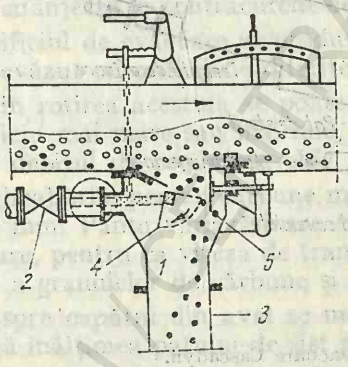


Fig. 10.13. Aparat de evacuare Rheo.

Fiecare jgheab este prevăzut cu două sau trei aparate de evacuare Rheo a căror scheme de principiu sînt ilustrate în figura 10.13.

Aparatul de evacuare constă dintr-o cutie prismatică *1* la care este racordată o conductă de apă *2*, deschiderea către fundul jgheabului *3* este parțial închisă de o clapetă oscilantă *4* și de un obturator reglabil *5*.

Cu ajutorul unei manete se poate regla ușor deschiderea dintre clapetă și obturator prin deplasarea acestuia pe orizontală.

Clapeta în formă de sector circular primește o mișcare oscilantă de la un ax principal situat deasupra jgheabului. Prin intermediul unui lanț, amplitudinea mișcării clapetei poate fi ușor reglată de personalul de deservire al instalației. La partea inferioară înaintea aparatului de evacuare este racordată, la un elevator, un nivel plin care asigură evacuarea produselor grele, fără a crea un curent descendent de apă. Apa injectată prin conducta laterală creează în interiorul aparatului un curent puternic ascendent care nu permite nici trecerea granulelor ușoare prin spațiul dintre clapetă și obturator, nici perturbarea stratificației datorită extragerii stratului inferior de produse grele.

Viteza acestui curent trebuie astfel reglată încît să nu se producă vîrtejuri la evacuarea produsului greu. Curentul ascendent de apă reprezintă deci o închidere selectivă a aparatului de evacuare împotriva rătăcirilor de granule ușoare în produsul evacuat.

Un alt tip de aparat de evacuare este cunoscut sub denumirea *Cascadyn* (fig. 10.14).

Pentru afînarea materialului este prevăzută o treaptă de afînare imediat după introducerea alimentării cu cărbune în jgheab. Pe fundul jgheabului înaintea aparatului de evacuare se formează un pat din steril, sau se așază un pat artificial din nisip sau feldspat pentru a frîna mișcarea granulelor de steril din stratul inferior și a mări rugozitatea fundului jgheabului. Două plăci din tablă reglabile înclinate sînt așezate pe fundul jgheabului avînd înălțimea, înclinarea și deschiderea corespunzătoare calității produsului ce trebuie

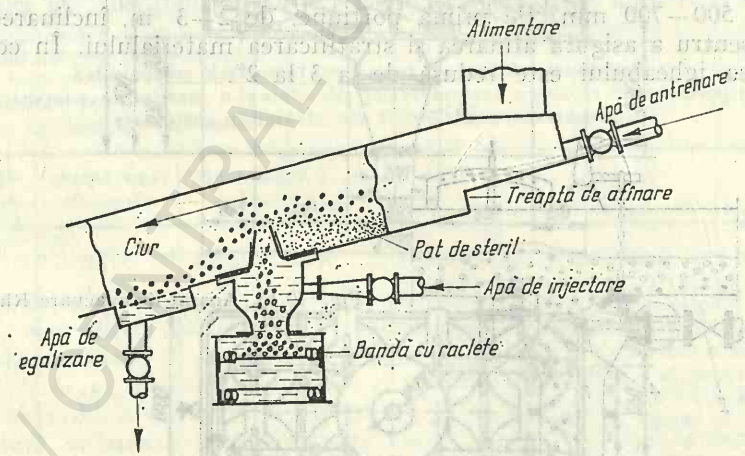
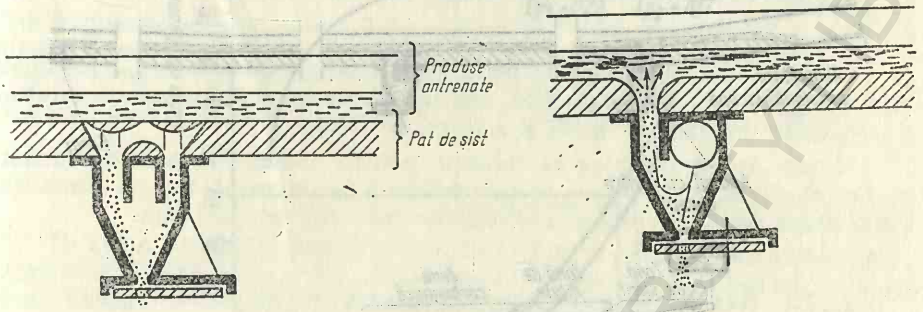


Fig. 10.14. Aparat de evacuare Cascadyn.

evacuat. Aceste plăci pot fi ușor înlocuite. Dinamica separării a fost filmată. S-a constatat astfel că procentul de granule rătăcite în produsul greu este neglijabil, datorită curentului ascendent de apă injectat prin conducta laterală.

Îmbunătățirea esențială a sistemului de evacuare Cascadyn față de Rheo constă în introducerea plăcilor reglabile care asigură spațiul necesar formării patului de steril ca și creșterea vitezei apei în zona de evacuare a produsului greu.

Între aparatele de evacuare se pot monta tronsoane de jgheab acoperite cu suprafețe perforate pentru evacuarea excedentului de apă provenit din apa de injecție.



Dig. 10.15. Dispozitive de evacuare pentru cărbunele mărunt.

Jgheaburile pentru cărbunele mărunt au de asemenea mai multe pante pe parcurs, descrescătoare către capătul de evacuare a cărbunelui. Pe fundul jgheabului sînt ficsate mai multe aparate de evacuare a produselor grele. Acestea au două tipuri constructive: *cu contracurent de apă* sau *cu scurgere liberă* (fig. 10.15).

Ca și în cazul aparatelor de evacuare pentru granulație mare, curentul de apă are scopul de a nu lăsa să treacă prin aparat granule de cărbune cu greutate specifică mică, creînd un curent ascendent de închidere selectivă.

Primele aparate montate la capătul dinspre amonte al jgheabului sînt dotate cu injecții în contracurent de apă, pentru evacuarea unor sterile curate.

Orificiul de evacuare al produselor grele poate fi reglat cu ajutorul unui disc prevăzut cu orificii de diferite dimensiuni.

Prin rotirea acestuia se poate aduce în dreptul deschiderii de evacuare un orificiu mai mare sau mai mic, obturînd sau mărind orificiul de evacuare și deci debitul de produse grele.

Jgheaburile pentru cărbune mărunt au lungimea de 16—20 m și lățimea de 500 mm. Panta variază între 4° și 1° 15′. Pe prima porțiune unghiul este mai mare, pentru ca viteza de transport să fie suficientă antrenării în curentul de apă a granulelor de cărbune și steril.

Înspre capătul din aval se montează de obicei un baraj din lemn care reglează înălțimea patului de șist pe toată lungimea jgheabului.

Jgheaburile Rheo pentru cărbune mărunt lucrează în baterie de 4 jgheaburi suprapuse. În fig. 10.16 este prezentată o secțiune în lungul jgheabului și o schemă de lucru simplificată. Numărul mare de jgheaburi permite obținerea unui număr mare de produse spălate, cu calitate reglabilă de la cărbune curat la steril curat. Selectivitatea de separare este însă relativ scăzută

în special la tratarea șlamului pentru care se construiesc aparate speciale de evacuare cu înclinare mai mare a generatoarei părții conice

Se indică posibilitatea de automatizare a extracției produselor grele, dar metoda este rar utilizată datorită pericolului de colmatare a orificiului de evacuare dacă aceasta nu este permanent supravegheată.

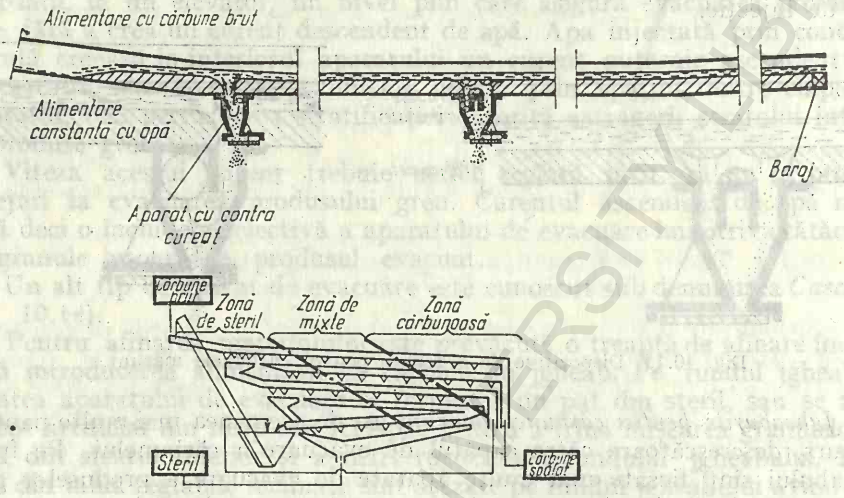


Fig. 10.16. Schema de flux pentru cărbunele mărunt.

Rezultate industriale. Jgheaburile Rheo au capacitatea specifică relativ redusă de 1,0—1,4 t/h și mm lățime de jgheab.

Literatura de specialitate indică posibilitatea obținerii unor rezultate bune în cazurile cînd alimentarea este uniformă.

Instalația Rheo pentru cărbune mărunt Petrila este construită pentru obținerea a patru produse: cărbune spălat pentru semicocs, cărbune spălat energetic (normal), mixte și steril.

Calculul recuperărilor pe produse impune măsurarea directă a debitelor la cel puțin două produse. A fost determinat pe circuit debitul de cărbune spălat pentru semicocs și cel de mixte energetice. Rezultatele sînt prezentate în figura 10.17.

Se constată că separarea cărbunelui spălat pentru semicocs se realizează la densitate foarte scăzută (sub 1,3) cu ecartul probabil $E\rho = 0{,}06$. Datorită densității reduse, imperfecțiunea este relativ ridicată, $I = 0{,}23$. Rătăcirile de produse grele în cărbunele spălat sînt mai reduse decît la clasa mare.

Cărbunele spălat energetic și mixtele se separă cu imperfecțiuni mai bune, $I = 0{,}17$ la densitățile 2,05 și respectiv 2,09. Recuperarea de mixte este foarte scăzută datorită diferenței mici între cele două densități de separare.

Calitatea sterilului este mulțumitoare (cenușa 76,9%), iar procentul de granule rătăcite relativ redus.

Concordanța între compoziția densimetrică a alimentării determinate cu cea recompusă indică erori minore în determinarea recuperărilor pe produse.

Consumuri specifice. Apa de spălare este de 3—5 m³/t în care se include consumul de 0,2 m³/t apă proaspătă pentru injecții la aparate.

Energia reprezintă 0,6—0,8 kWh/t pentru mișcarea oscilantă a clapetelor, elevatoarelor și pompelor.

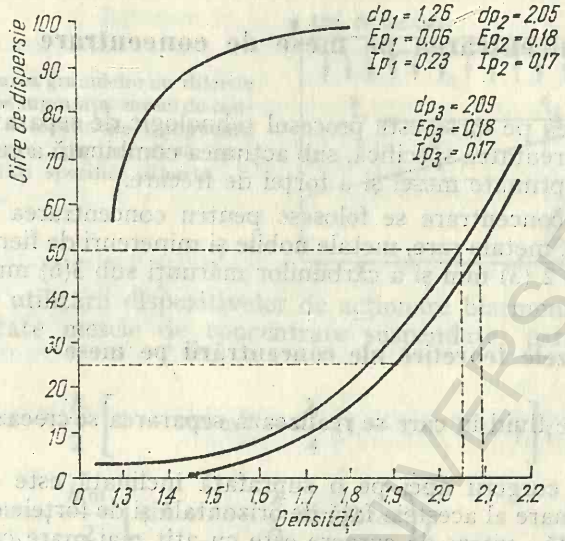


Fig. 10.17. Curba de dispersie a instalației Rheo-0-10 mm.

Pentru obținerea unor rezultate bune la spălarea în jgheaburi Rheo trebuie îndeplinite următoarele condiții:

— asigurarea uniformităților calitative și cantitative a alimentării;

— supravegherea atentă și constantă a nivelului apei și cărbunelui în jgheaburi, o atenție deosebită asupra menținerii în funcțiune a tuturor aparatelor, a reglării corecte a evacuării în funcție de stratificarea din jgheaburi și desfundarea operativă a orificiilor de evacuare pentru a evita debordările:

— preclasarea corectă a alimentării jgheaburilor, cunoscut fiind faptul că supragranulația înfundă orificiile aparatelor de evacuare și perturbă procesul de aluvionare.

Autodeșistoarele simplifică supravegherea și permit o reacție imediată cauză—efect.

Prepararea cărbunilor în jgheaburi Rheo prezintă următoarele aspecte.

Avantaje:

— Cheltuieli reduse de investiții și exploatare; întreținerea aparatelor de evacuare și a barajelor este simplă și ușor de realizat;

— consum redus de energie;

— în funcție de calitatea cărbunelui brut și a calității cerute pentru produse, separarea mixte / steril poate fi asigurată la densități mai mari decît $dp = 2$.

Dezavantaje:

BCU CLUJ CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

— selectivitatea de separare la densități scăzute este redusă;

— posibilitățile de automatizare sînt reduse, pentru a obține rezultate bune este necesară o atentă supraveghere a instalațiilor.

10.2. Concentrarea pe mese de concentrare

Concentrarea pe mese este procesul tehnologic de separare a particulelor minerale după greutatea specifică, sub acțiunea combinată a curentului de apă, a oscilațiilor imprimate mesei și a forței de frecare.

Mesele de concentrare se folosesc pentru concentrarea minereurilor de staniu, wolfram, metale rare, metale nobile și minereuri de fier cu dimensiunea particulelor sub 2 (3) mm și a cărbunilor mărunți sub 3(6) mm.

10.2.1. Bazele teoretice ale concentrării pe mese

Curentul de fluid în care se realizează separarea se creează pe o suprafață înclinată.

Caracterul curgerii apei pe o suprafață înclinată este determinat de unghiul de înclinare al acesteia față de orizontală și de forțele de frecare dintre fluid și suprafață; viteza de curgere este cu atît mai mare cu cît unghiul de înclinare este mai mare și coeficientul de rugozitate al suprafeței este mai mic; ea variază pe secțiunea fluidului, fiind, în general, maximă în apropierea suprafeței curentului.

Studiile asupra curgerii apei pe suprafețe înclinate au indicat că viteza medie de curgere (v_{med}) se poate determina din cea maximă (v_{max}) conform relației:

$$v_{med} = K \cdot v_{max},$$

în care K este dependent direct de regimul curgerii, în funcție de care ia valori între $\frac{2}{3}$ și $\frac{7}{8}$. În cazul curgerii cu caracter turbulent $K = \frac{5}{6}$.

Curenții turbionari influențează separarea și selectivitatea acesteia, împiedicînd sedimentarea liberă a granulelor minerale cu greutăți specifice scăzute și în special a celor mărunte și fine, transportate în stare de suspensie.

Materialul supus concentrării format din particule și o cantitate variabilă de apă (raportul $L:S$ variază de la 6:1 la 10:1) este lăsat să curgă uniform sub forma unui curent de adîncime mică.

Sub acțiunea curentului de apă, a greutății proprii, a forței de frecare și a forțelor de inerție, datorită mișcării oscilante a mesei, granulele se deplasează pe traiectorii diferite în funcție de greutatea lor specifică (fig. 10.18) și se vor putea colecta în produse distincte. Granulele cu greutate specifică mai mare, parcurg pe masă un spațiu mai lung, ceea ce face ca ele să se evacueze într-un

punct mai îndepărtat sau chiar pe latura scurtă a mesei, în timp ce granulele cu greutate specifică mică se separă la marginea inferioară a mesei.

Parametrii mișcării. Mișcarea oscilantă a meselor de concentrare este caracterizată prin decelerații mari care ajung pînă la 20 m/s².

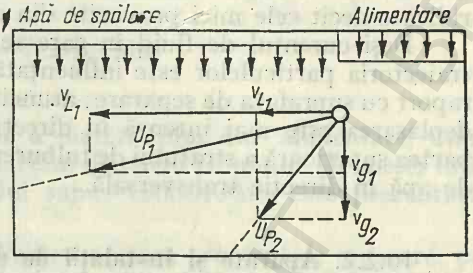


Fig. 10.18. Deplasarea granulelor cu diferite greutăți specifice pe suprafața mesei de concentrare: u_{p_1}, u_{p_2} — rezultatele compunerii vitezelor de deplasare, pentru două particule cu greutăți specifice diferite.

În cazul utilizării dispozitivelor de acționare biarmonice (inerționale), cu care sînt dotate mesele de concentrare suspendate, parametrii mișcării sînt de forma:

$$s = \frac{h}{2}\left[1 - \cos\omega t - \frac{\lambda}{4}(1 - \cos 2\,\omega t)\right];$$

$$v = \frac{h\,\omega}{2}\left(\sin\omega t - \frac{\lambda}{2}\sin 2\,\omega t\right);$$

$$w = \frac{h\omega^2}{2}(2\cos\omega t - \lambda\cos 2\,\omega t)$$

în care: s, v și w reprezintă deplasarea corespunzătoare vitezei și accelerației mesei;

h —amplitudinea oscilației;

$\omega = 2\,\pi\,n$

unde n este numărul de oscilații pe minut;

t — timpul considerat de la începutul mișcării la poziția extremă;

λ — raportul între a doua și prima amplitudine armonică (în mod frecvent $\lambda = \frac{1}{2}$).

Viteza de deplasare a particulelor pe direcția transversală crește cu creșterea unghiului de înclinare a mesei, cu cantitatea de apă de spălare adăugată și într-o oarecare măsură cu dimensiunea lor; mărimea acestei viteze stabilită experimental, este de cca. 0,7 cm/s pentru particulele cu greutate specifică mare (casiterit, wolframit), de cca. 1 cm/s pentru cele cu greutate specifică medie (pirită, hematit) și de 1,15—1,2 m/s pentru cele ușoare (steril, cuarț).

Viteza particulelor pe direcția longitudinală depinde de mișcarea mesei (de felul mecanismului de acționare), de accelerația acestei mișcări (dependentă

de amplitudinea și numărul de curse pe unitatea de timp), de greutatea specifică a materialului și de coeficientul de frecare pe suprafața mesei: pentru particule grele viteza este de cca. 2—4 cm/s, pentru cele cu greutate specifică medie este de 1,8—2,1 cm/s, iar pentru cele ușoare (steril în cazul minereurilor) este de 1,7—2 cm/s. Particulele cu dimensiuni mai mari au viteze ceva mai ridicate decît cele mici provenite din același material.

Deși curentul de fluid în care se face concentrarea are adîncime mică, traiectoria particulelor este influențată și de poziția pe care o au acestea în raport cu suprafața de separare; atunci cînd ele se află în contact cu suprafața, deplasarea este mai intensă în direcție longitudinală. Particulele situate în partea superioară a stratului de tulbureală vor fi antrenate mai ușor de curentul de apă în direcție transversală.

10.2.2. Aparate și instalații de concentrare pe mese

Mesele de concentrare sînt suprafețe plane slab înclinate prevăzute cu o serie de nervuri sau rifluri cărora li se imprimă o mișcare oscilantă în sens perpendicular pe înclinare.

Pentru a determina posibilitatea concentrării gravitaționale pe mese se poate utiliza așa-numita *formulă a concentrării*.

$$C = \frac{\delta_g - 1}{\delta_u - 1}$$

în care δ_g este densitatea mineralelor grele și δ_u -densitatea mineralelor ușoare. Dacă $C > 2{,}5$ — concentrarea este ușoară;

$C > 1{,}75$ — concentrarea este în general posibilă cu particule mai mari de 200—130;

$C = 1{,}5$ — concentrarea este dificilă sau imposibilă în limitele granulației pentru mese de concentrare.

Parametrii tehnologici principali ai procesului de concentrare pe mese, în cazul tratării unor materiale de diferite dimensiuni la masa de concentrare tip SKM-1, sînt prezentați în tabelul 10.8.

Tabelul 10.8

Parametrii tehnologici principali ai procesului de concentrare pe mese

Parametri	Dimensiunea materialului [mm]		
	1—3	0,2—1	—0,2
Raportul dintre lungimea și lățimea mesei	2,5...1,8	1,8	1,5
Amplitudinea cursei [mm]	16...26	12...18	8...12
Numărul de curse pe minut	270...300	270...300	300...350
Unghiul de înclinare al mesei [gr]	4...5	2...3	1...1,5
Tipul nervurilor	pentru nisipuri		pentru șlam
Înălțimea maximă a nervurilor [mm]	18...26	12...18	8...12
Distanța între nervuri [mm]	30...45	25...40	30...45
Conținutul fazei solide în alimentare [%]	20...30	20...30	25...40
Consumul de apă de spălare [m^3/t]	1...1,5	1,5	2
Productivitatea [t/h]	2...3	0,9...2	0,3...0,9

Amplitudinea și frecvența curselor mesei se pot determina conform relațiilor empirice

$$h = 18 \sqrt[4]{d_{max}} \quad [\text{mm}]$$

și respectiv

$$n = \frac{250}{\sqrt[3]{d_{max}}} \quad [\text{curse/min}]$$

în care d_{max} este dimensiunea maximă a materialului din alimentare, mm.

Dependența amplitudinii și a numărului de curse pe minut ale mesei față de dimensiunea maximă a materialului supus concentrării este prezentată în fig. 10.19.

Tipul nervurilor sau a riflurilor. Pentru a ușura procesul de separare, pe suprafața mesei sînt dispuse longitudinal sau oblic față de direcția mișcării mesei o serie de nervuri (rifluri) de înălțime variabilă care au și rolul de a forma curenți verticali turbionari. În șănțulețele formate de aceste nervuri, grăunții

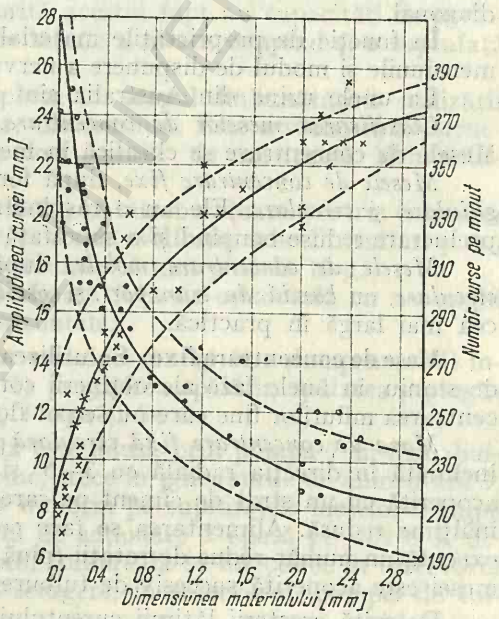


Fig. 10.19. Dependența amplitudinii și a numărului de curse pe minut ale mesei față de dimensiunea materialului tratat.

minerali se stratifică după greutatea lor specifică. Capetele șănțulețelor se termină de obicei după o linie oblică care asigură desfacerea în evantai a benzilor de granule de material.

Nervurile pot fi sub formă de striațiuni sau rifluri, executate în masa materialului de acoperire a planșetei, precum și sub formă de șipci de lemn care se succed în sensul înclinării mesei — la cele de construcție mai veche acoperite cu linoleum.

Mesele de concentrate de construcție modernă (ex. Denver — Wilfley — SUA sau Holman — Anglia) au suprafața planșetelor acoperită cu diferite materiale plastice (ex. polietilenă), sau cu fibre de sticlă care au dat cele mai bune rezultate.

Nervurile de pe suprafețele meselor de concentrare utilizate în practică sînt de două tipuri:

— pentru nisipuri — indicate pentru materiale cu dimensiuni peste 0,2 mm;

— pentru șlamuri — dimensiunea materialelor fiind sub 0,2 mm.

Nervurile pot avea înălțime diferită cu secțiunea transversală, dreptunghiulară, putînd fi amplasate în diferite direcții pe suprafața mesei.

În ultimii ani se montează pe mese planșete de aluminiu cu nervuri de aluminiu monobloc cu planșeta. Astfel de mese dau indicatori tehnologici mai buni, cu cheltuielile de exploatare mai mici decît mesele cu planșete din lemn avînd nervuri din linoleum sau cauciuc.

Aceste mese se caracterizează printr-o durată mare de serviciu la prelucrarea materialului abraziv macrogranular.

În S.U.A. sînt răspîndite mesele Deyster — Overstrom cu nervuri așezate diagonal.

În funcție de proprietățile materialului supus concentrării se adoptă dimensiunile și modul de dispunere a nervurilor.

La unele uzine din Australia sînt instalate mese cu nervuri curbilinii.

Clasificarea meselor de concentrare.

Mesele de concentrare se clasifică în mese de concentrare *fixe* și *mobile.*

Mesele de concentrare fixe, după forma suprafeței mesei, pot fi *dreptunghiulare* și *circulare.* Ele au o răspîndire limitată din cauza capacității de prelucrare reduse ocupînd și o suprafață relativ mare.

Mesele de concentrare mobile, după caracteristicile constructive, sînt: *circulare,* cu *bandă de transport* și *oscilante.* Mesele oscilante au utilizarea cea mai largă în practică.

Mese de concentrare fixe. Se utilizează la prepararea minereurilor aurifere, de staniu, în unele faze ale obținerii concentratelor de diamante, sau la concentrarea mîlurilor fine care nu se pot flota.

Masa de concentrare fixă circulară constă dintr-o suprafață conică slab înclinată în direcția radială cu 3—5° și are un diametru de 5—10 m. Este acoperită cu un strat de ciment pe care se pot aplica nervuri concentrice de înălțime redusă. Alimentarea se face central printr-un dozator rotativ care execută un număr redus de rotații (pînă la 1 tură/min), astfel încît suprafața mesei este acoperită succesiv de tulbureală (șlam).

Datorită creșterii lățimii curentului prin curgere radială, viteza curentului se micșorează și vitezele de deplasare a granulelor vor fi diferite, în funcție de greutatea lor specifică.

Granulele ușoare vor fi spălate mai repede, fiecare particulă descriind un drum elicoidal.

Granulele grele se vor găsi pe suprafața mesei o durată mai lungă.

Captarea produselor finite separate la periferia mesei se face într-un jgheab rotativ care se mișcă cu aceeași viteză ca și dozatorul central.

Acest jgheab amplasat la periferia mesei este împărțit prin pereții verticali într-un număr de sectoare care corespunde numărului de produse obținute, făcînd astfel posibilă colectarea separată a acestora. Concentrarea se realizează selectiv datorită curgerii laminare a tulburelii, însă debitele realizate sînt reduse —1 t/h.

Masa fixă dreptunghiulară este o suprafață plană cu o lungime de 3—4 m, iar lățimea de 1—1,5 m cu o înclinare de 6—9°. Alimentarea se face uniform pe toată lățimea ei cu o diluție mare (6: 10).

Se constată că la o înclinare potrivită a planului, grăunții cu greutate specifică mare rămîn pe masă, iar grăunții cu greutate specifică mică sînt antrenați de tulbureală și trec de capătul inferior al mesei fiind îndepărtați.

Pe suprafața meselor fixe, din distanță în distanță sînt fixate transversal șipci care au rolul de a reține particulele de minerale grele.

Uneori se utilizează mese acoperite cu țesături de postav aspru sub formă de benzi, dispuse perpendicular pe direcția curentului de tulbureală, care la anumite intervale de timp este scos și spălat pentru recuperarea concentratului.

Mesele fixe funcționează discontinuu, fiind oprite destul de des, pentru a se putea evacua concentratele. Datorită acestui fapt au capacități de prelucrare reduse de 0,3—3 t/24 h și m de lățime a mesei, ocupînd și o suprafață relativ mare.

Masa basculantă automată a apărut în scopul îmbunătățirii utilizării spațiului păstrînd modul de exploatare discontinuu. Este o variantă constructivă a unei mese basculante și a fost creată de institutul Mehanobr-Leningrad.

Masa basculantă automată (fig. 10.20) se întrebuințează pentru extracția și concentrarea mineralelor grele (aur, casiterit, wolfram, scheelit, sulfuri ș .a.) din minereuri fin măcinate de la maximum 0,4 mm pînă la 10 μ.

În poziție de lucru, masa este înclinată față de orizontală cu un unghi de 9° și se poate roti în jurul axelor orizontale.

Ciclul complet de lucru al meselor este de 4 min și 41 s și cuprinde: 1) introducerea tulburelii, 2 min și 47 s; 2) pregătirea spălării, spălarea și pregătirea pentru recepționarea tulburelii, 1 min și 54 s.

În timpul funcționării, tulbureala este adusă prin pompa *1* în distribuitorul *2*, din care, prin tuburi de cauciuc, trece în jgheaburile de alimentare *3*, de unde se repartizează într-un strat uniform pe suprafețele meselor *4*. După trecerea timpului necesar, dispozitivul de acționare 5 apasă pe rola *6* și deplasează jgheabul *7*. Prin acest jgheab, tulbureala se introduce în rezervorul de scurgere *8*, iar apoi pe tubul de scurgere, în rezervorul pompei de tulbureală *9*.

În acest timp alte două came *10*, apăsînd pe rola *11*, întorc pîrghiile de ridicare *12*, legate articulat cu mesele. Aceste pîrghii acționează asupra meselor și le ridică la un unghi de 42°30' față de orizontală.

Începe spălarea concentratului de pe mese cu apă prin deschiderea robinetului *13*. Concentratul se introduce în recipientul *14*.

După spălare, camele se decuplează, iar mesele revin prin greutatea lor proprie în poziția inițială la o înclinare de 9°.

Totodată jgheabul 7 revine în poziția inițială și tulbureala se introduce din nou în distribuitorul de tulbureală 2 și ciclul de lucru se repetă.

Masa de construcție BARTLES — MOSLEY are în compunerea sa 40 mese netede a 1525 × 1220 mm confecționate din materiale plastice armate cu fibre de sticlă combinate în pachete de cîte două cu interdistanță de 13 mm;

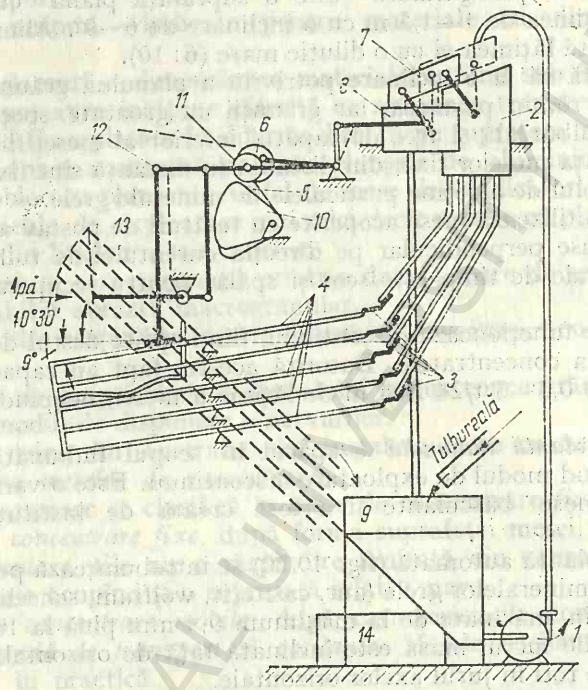


Fig. 10.20. Masă basculantă automată.

suprafețele execută oscilații circulare pentru îmbunătățirea concentrării. Mesele basculante de acest fel sînt folosite pentru sortarea casiteritei, wolframitului, scheelitului, aurului, platinei și alte minereuri asemănătoare în domeniul granulației pînă la 100μ. Capacitățile de prelucrare variază între 1,6 și 3,5 t/h.

Masa de amalgamare. La baza procedeului amalgamării stă faptul că aurul și argintul sînt dizolvate de mercur și formează cu acesta combinații intermetalice numite *amalgame* de tipul $AuHg_2$, Au_2Hg, Au_3Hg și Ag_2Hg_2, Ag_3Hg, din care pot fi apoi recuperate metalele prin distilare.

Amalgamarea se aplică minereurilor în care aurul și argintul se găsesc în stare nativă sau sub formă de impregnații ce pot fi desfăcute la o măcinare nu prea înaintată.

După conținutul de aur liber al minereurilor, procedeul de amalgamare se aplică în mod diferențiat deosebindu-se: procedee pentru minereuri obișnuite și procedee pentru minereuri bogate în aur.

Mesele de amalgamare sînt mese fixe care se utilizează la prepararea minereurilor aurifere obișnuite.

Mesele fixe au lungimea de 2,5—3,6 m și lățimea de 1,1 și 1,6 m. Pentru a asigura o viteză de curgere potrivită a tulburelii, ele au o înclinare longitudinală de circa 4...12°. Rama mesei este acoperită cu o placă de cupru electrolitic sau alamă (60% Cu, 40%Zn) de cîțiva milimetri grosime, suprafața ei fiind lustruită, amalgamată și uneori argintată.

Pregătirea plăcilor de pe mesele de amalgamare are o importanță deosebită. La început plăcile sînt curățite de grăsimi cu ajutorul unei soluții de cianură de potasiu. După spălare cu apă, suprafața plăcilor este acoperită cu un strat subțire de mercur care formează un strat aderent de amalgam de cupru de așa consistență încît să poată fi deformat ușor cu degetul fără ca mercurul să fie stors. Granulele libere de aur care ajung în contact cu stratul de amalgam, sînt umectate de către amalgam în prezența apei, pătrund în strat și sînt astfel amalgamate.

Aceste mese se intercalează în urma utilajelor de măcinare (mori și în special șteampuri).

Din timp în timp funcționarea meselor este întreruptă pentru recoltarea amalgamului. În cazul șteampurilor această operație se face din două în două zile, prin radere cu perii de cauciuc.

Amalgamul colectat este spălat cu apă rece și caldă pentru eliminarea excesului de mercur.

Plăcile de cupru se pregătesc din nou și procesul de concentrare continuă.

În instalațiile de malgamare moderne, în locul meselor de amalgamare fixe se folosesc mese de amalgamare oscilante sau vibrante.

Masa pentru concentrarea diamantelor. În cazul concentrării nisipurilor diamantifere din zăcămintele aluvionare, materialul este supus unui ciclu de operații de dezintegrare, ciuruire și concentrare prin diverse metode gravimetrice. În funcție de componența mineralogică și de mărimea concentratului brut, procesul de preparare finală se efectuează după diferite scheme care cuprind și concentrarea pe mese.

Pentru concentrarea diamantelor se utilizează mesele unsuroase.

În acest caz placa mesei este unsă cu un strat de grăsime. Granulele de diamant hidrofob, care ajung în contact cu stratul de grăsime, sînt umectate de acesta, pătrund în strat și prin aceasta sînt fixate în timp ce tulbureala antrenează granulele de steril hidrofile.

Mese de concentrare mobile. În această categorie de mese intră mesele de concentrare rotative, mese de tip bandă și mese de concentrare oscilante.

Masă de concentrare rotativă. În figura 10.21 este reprezentată masa de concentrare rotativă.

Placa mesei este sub forma unui con teșit, slab înclinată spre periferie și se rotește în jurul unui ax. Tulbureala de alimentare curge pe masă printr-un alimentator fix. Datorită mișcării de rotație a mesei, fiecare granulă minerală din tulbureală va fi acționată de două forțe: forța de transport a apei și forța de frecare.

Cu toate că masa are o mișcare de rotație, evacuarea concentratului, a produselor intermediare și a sterilului, se face întotdeauna în același loc, păs-

trîndu-se distanța de separare între fracțiunile finite de forma unei spirale. Jgheaburile de colectare a produselor finite se găsesc amplasate la periferia mesei.

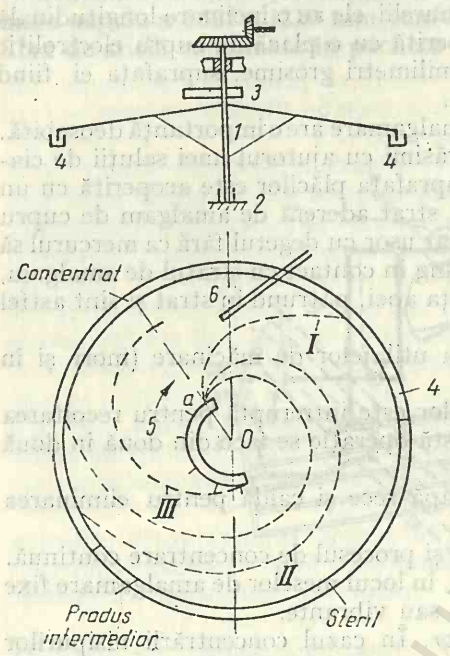


Fig. 10.21. Masă de concentrare rotativă: *1* — ax vertical; *2* — lagăr axial; *3* — alimentator distribuitor; *4* — jgeab pentru produsele finite; *5* — sensul curgerii tulburelii; *6* — apă de spălare pentru concentrat; *I, II, III* — traiectoriile de mișcare corespunzătoare granulelor de steril, produs intermediar și concentrat.

Placa mesei poate atinge diametre pînă la 6 m, avînd o înclinare de cca 5°. Numărul de rotații ale mesei se fixează în funcție de caracteristicile materialului de alimentare și poate fi cuprins între 1 rotație/min pînă la 1 rotație/oră. Cu cît finețea materialului este mai avansată, cu atît viteza de rotație este mai redusă.

Mesele rotative se aplică la concentrarea șlamurilor, realizîndu-se o capacitate între 100 kg/oră și 1 t/oră.

Consumul de apă este ridicat, diluția tulburelii putînd ajunge chiar la 12: 1 (*L: S*). Pentru o mai bună folosire a spațiului au fost dispuse mai multe mese suprapuse.

Mese de concentrare oscilante. În compunerea acestui utilaj se deosebesc următoarele principale subansamble: planșeta mesei; mecanismul de acționare a mesei; suportul mesei.

Pentru mărirea gradului de utilizare a spațiului cît și pentru creșterea productivității, în prezent se fabrică atît mese monoetajate cît și multietajate (pînă la 6 etaje), prevăzute cu un număr de 3 pînă la 12 planșete, cu capacitate de prelucrare corespunzătoare majorată și cu consum specific de energie redus.

Planșetele pot fi de formă dreptunghiulară, trapezoidală sau romboidală (diagonală). Din punct de vedere tehnologic, planșetele pot fi legate în paralel, în serie sau mixt.

Mesele sînt montate pe suporți care permit varierea înclinării, individual, în funcție de necesitate. Planșetele sînt confecționate din aluminiu și sînt acoperite cu cauciuc cu nervuri longitudinale.

În partea centrală, se află un jgheab pentru tulbureală și pentru apă, amplasat longitudinal deasupra construcției, materialul trecînd apoi succesiv de pe o masă pe alta, pînă la obținerea produselor finite. O asemenea instalație prezintă avantajul realizării unei selectivități foarte bune a separării și o productivitate sporită (1—10 t/h).

În tabelul 10.9 este prezentată clasificarea meselor de concentrare oscilante în funcție de numărul suprafețelor de concentrare, de modul de susținere, de tipul mecanismului de realizare a oscilațiilor etc.

Tabelul 10.9

Clasificarea meselor de concentrare oscilante

Tipul și numărul suprafețelor de concentrare	Modul de susținere	Caracterul mișcării mesei	Tipul mecanismului de realizare a oscilațiilor	Destinația mesei	Firma constructoare
Monoetajată cu planșetă de formă trapezoidală su diagonală	Pe suport fixat jos	Revenirea în aceeași suprafață plană a mesei	Cu camă și pîrghii sau vibrator inerțial	Tratarea nisipurilor (granulație peste 0,2 mm) sau a șlamurilor granulația — —0,2(0,3) la +0,2mm	SKM-1 — URSS Overstrom; Deyster Plat-0; Holman; Vedag (nisipuri)
Monoetajată cu planșetă de formă trapezoidală su dreptunghiulară	Pe suport sau pe arcuri fixate jos	Revenirea suprafeței sub un unghi față de suprafață plană	Bielă—manivelă	Tratarea nisipurilor	Gruzon; Humbold; Vedag (șlamuri) OTSUKA
Multietajată cu planșete diagonale	Suspendată	Revenire în aceeași suprafață plană a mesei	Vibrator inerțial	Tratarea nisipurilor și a șlamurilor	SK-22, SKPM-6, SK-15, Kontenko-666
Multietajată cu planșete dreptunghiulare de gabarit redus	Idem	Idem	Idem	Idem	SKP-20
Trietajată cu planșete dreptunghiulare	Pe suport fixat jos	Idem	Cu camă și pîrghii	Tratarea nisipurilor	IASK-1

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

În figura 10.22 se prezintă masa de concentrare SKM-1.

— *Masa de concentrare SKM-1* este destinată preparării minereurilor cu dimensiunea de 0,1—3 mm. Dispune de o singură suprafață de formă trapezoidală acoperită cu linoleum pe care sînt montate nervuri plasate paralel cu latura lungă a mesei cu secțiunea dreptunghiulară cu lățimea de 7 mm și înălțimea variabilă.

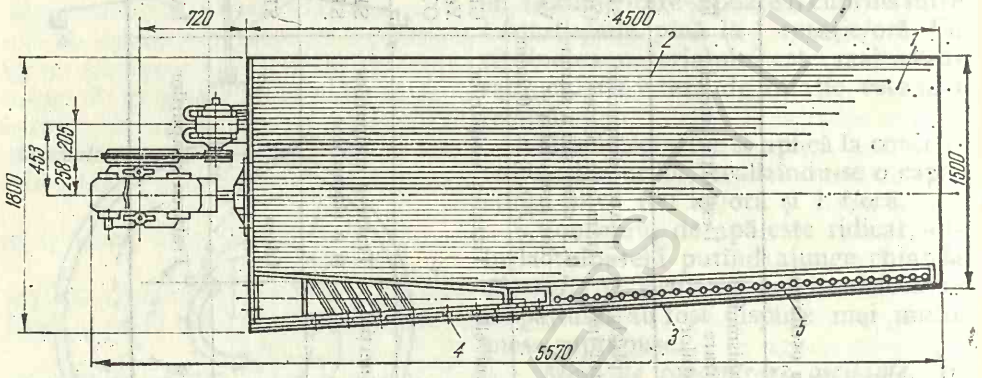


Fig. 10.22. Masa de concentrare SKM-1: *1* — suprafața mesei; *2* — nervuri; *3* — jgheab pentru alimentare cu tulbureală și apă de spălare; *4* — orificii; *5* — plăcuțe mobile pentru reglarea debitului de apă.

Lungimea nervurilor este tot variabilă, cea mai scurtă fiind de 1200 mm (plasată la partea superioară a mesei,), iar cea mai lungă de 4500 mm — la partea mesei unde se face evacuarea produselor. Alimentarea cu tulbureală și cu apă de spălare se face prin conductele existente în acest scop prevăzute cu orificii reglabile. Cu ajutorul unui mecanism de acționare a mesei, amplitudinea oscilațiilor poate fi variată în limitele de 12—26 mm, iar numărul de oscilații între 230 și 350 pe minut.

În general productivitatea mișcării oscilante a meselor de concentrare se poate obține cu diverse mecanisme dintre care menționăm: mecanism cu bielă manivelă, cu excentric, cu plăci de presiune, cu came și pîrghii și vibratoare inerționale.

Numărul de oscilații variază între 150 și 500 curse/min. În cazul unei alimentări mai grobe este necesară o cursă mai lungă la o viteză mai redusă, iar la o alimentare mai fină se recomandă utilizarea unei curse mai mici și o viteză mai mare. Mișcarea poate fi modificată prin schimbarea cursei sau a rotației.

În afara meselor de concentrare montate pe suporți elastici *(Holman, Vedag* etc), pe role de ghidare *(IASK* etc.), sau pe suporți de alunecare *(Denver — Wilfloy* etc.), se utilizează și unele tipuri suspendate pe cabluri, cum ar fi modelele *SKP-15, SKP-22* și *Deyster-Sala* care au marele avantaj că nu necesită fundații și nu transmit sarcini în corpul clădirilor în care ele funcționează.

Masa de concentrare cu 3 etaje, suspendată cu suprafața de 3×8,5 m², de construcție românească (fig. 10.23) este utilizată pentru concentrarea mineralelor grele din nisipuri.

Acționarea celor trei suprafețe de lucru cu profil romboidal se face prin intermediul unui vibrator inerțional. Suspendarea suprafețelor de lucru se efectuează prin intermediul unor role și cabluri de oțel.

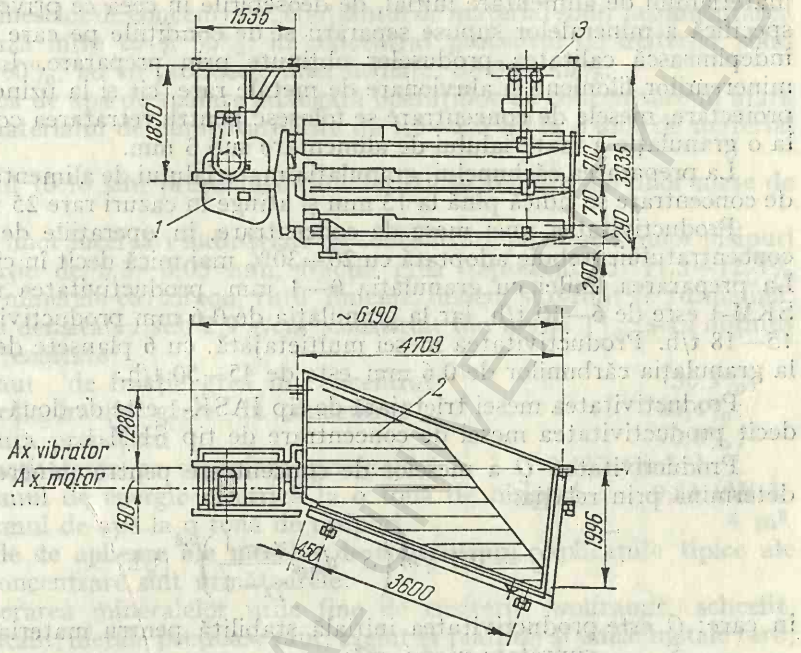


Fig. 10.23. Masă de concentrare etajată suspendată: *1* — vibrator; *2* — planșetă; *3* — dispozitiv de suspendare cu cabluri.

Capacitatea de prelucrare variază în funcție de granulația materialului: 8,5 t/h pentru nisipuri grosiere, 4,2 t/h pentru nisipuri fine; 1,5 t/h pentru șlamuri fine.

Alte tipuri constructive prezintă particularități în ceea ce privește forma și modul de amplasare a nervurilor.

Recent s-au construit mese cu plăci poroase sub care se găsește o cutie cu apă. Cu ajutorul unei membrane aplicate sub cutia cu apă se pot suprapune impulsuri verticale descendente și anume în așa fel încît la mersul înainte a mesei să se efectueze o aspirație și la mișcarea înapoi o afînare. Impulsurile acționează favorabil asupra mișcării materialului și stratificării lui. Prin aceasta capacitatea mesei crește de la 2 la 5 ori.

În ultimul timp s-au făcut cercetări care demonstrează posibilitatea intensificării procesului de preparare pe mese de concentrare prin folosirea forțelor centrifuge.

10.2.3. Productivitate, indici tehnico-economici și domenii de aplicare a meselor de concentrare

Productivitatea meselor de concentrare. Mesele de concentrare au o productivitate specifică mică necesitînd și suprafețe mari de pardoseală pentru instalarea lor. Productivitatea meselor de concentrare depinde de mărimea materialului de alimentare inițial, de deosebirile în ceea ce privește greutatea specifică a mineralelor supuse separării și de condițiile pe care trebuie să le îndeplinească calitatea produselor obținute prin preparare. La prepararea minereurilor filoniene și aluvionare de metale rare, cît și la uzinele în curs de proiectare, mesele de concentrare se folosesc pentru retratarea concentratelor, la o granulație a materialului de alimentare sub 3 mm.

La prepararea cărbunelui, granulația materialului de alimentare a meselor de concentrare se ridică pînă la 13 mm și atinge în cazuri rare 25 mm.

Productivitatea unei mese de concentrare, în operațiile de recurățire a concentratului, trebuie adoptată cu 20—30% mai mică decît în ciclul de bază. La prepararea huilei cu granulația 0—1 mm, productivitatea mesei de tip SKM-1 este de 6—10 t/h, iar la granulația de 0,6 mm productivitatea este de 15—18 t/h. Productivitatea mesei multietajată, cu 6 planșete de tip SKM-6, la granulația cărbunilor de 0,6 mm este de 45—50 t/h.

Productivitatea mesei trietajată de tip IASK-1 este de două ori mai mare decît productivitatea mesei de concentrare de tip SKM-1.

Productivitatea Q a meselor de concentrare pentru minereuri se poate determina prin relația:

$$Q = 0{,}1\ \gamma m \left(S \cdot d_{med} \frac{\gamma_1 - 1}{\gamma_2 - 1} \right)^{0{,}6} \text{ [t/h]}$$

în care: Q este productivitatea inițială stabilită pentru material uscat, t/h;
S — suprafața mesei, m²;
d_{med} — media aritmetică a mărimii granulelor din materialul de alimentare;
γ_m, γ_1 și γ_2 — greutățile specifice ale minereului brut, ale fracțiunilor grele (concentrat) și ale celei ușoare (steril).

Pentru determinarea productivității meselor de concentrare a cărbunilor se poate folosi relația:

$$Q = K v_{med} \cdot \gamma \cdot d_{max} L \text{ [t/h]}$$

în care: v_{med} este viteza medie de mișcare a materialului pe masă în spațiul dintre nervuri, m/s;
γ — greutatea specifică a cărbunelui;
d_{max} — dimensiunea maximă a materialului de alimentare, mm;
L — perimetru de ridicare a materialului, m;
K — coeficient care scade cu creșterea dimensiunilor particulelor.

Indicatori tehnico-economici. Pentru obținerea unor indicatori buni ai procesului de concentrare fiecare operație trebuie efectuată la un raport optim *lichid: solid*.

Raporturile optime lichid: solid în operații și în produsele obținute, cît și consumul suplimentar de apă, variază în limite largi, în funcție de proprietățile materialului prelucrat și de condițiile pe care trebuie să le îndeplinească produsele obținute prin prelucrare. De aceea, indicatorii inițiali trebuie stabiliți pe baza rezultatelor obținute prin cercetări și pe baza datelor de ordin practic, luate de la uzinele de preparare, care prelucrează o materie primă de compoziție apropiată.

În cazul meselor de concentrare, conținutul de material solid la alimentarea meselor variază între 20 și 35%, în concentrat procentul de material solid fiind de 40—60%, iar în produsele intermediare, de 30—45%.

Cantitatea de apă de spălare adăugată operațiilor de concentrare în afară de apa din materialul de alimentare este de 1,5—2,5 m^3 la o tonă de material solid.

În tabelul 10.10 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale unor mese de concentrare.

În urma unor încercări industriale de concentrare pe mese a unor nisipuri cu o granulație de 0,3—0,05 mm, fracția grea reprezentînd 11,3—12,3% compusă din minerale ca: zircon, rutil, ilmenit, disten, stavrolit și turmalină, iar sterilul cu densitatea sub 2,9 g/cm^3 constituit din argilă 1%, s-au obținut următoarele rezultate:

— conținut de fracție grea în concentrat 56,3%;
— extracția fracției grele în concentrat 80,4%;
— eficiența preparării 70,6%;
— productivitatea pe suprafața productivă 0,137 t/$m^2 \cdot h$;
— consumul de energie electrică la o tonă de nisipuri 0,83 kW·h
— consumul de apă la o tonă de nisipuri 4 m^3.

Domeniile de aplicare ale meselor de concentrare. Aplicațiile tipice ale meselor de concentrare sînt următoarele:

— recuperarea mineralelor utile fine de casiterit, wolframit, scheelit, columbit, tantalit, metale prețioase (aur, argint și platină) și unele metale rare;

— retratarea sterilelor vechi de preparare, a hălzilor miniere pentru recuperarea staniului, tungstenului, metale prețioase și a sulfurilor;

— recuperarea hematitei și magnetitei fin granulate din sterilele concentrării pe spirale, sau a preconcentratelor înainte de flotare etc. în valorificarea fierului etc;

— recuperarea substanțelor utile secundare din sterilele flotației (Sn, W, oxizi sau sulfuri alterate etc.);

— preconcentrarea sau controlul produselor flotației;

— separarea șlamurilor de nisipuri înainte de flotarea sterilelor de: Cu, Zn, Pb sau Fe;

— tratarea în vederea deșlămării a produselor intermediare de la flotarea sulfului, desecarea și controlul circuitului apei înainte de recircuitare;

— recuperarea particulelor grele din rezidiile industriale sau metalurgice, zguri, prafuri, prafuri metalifere etc.;

— preconcentrarea minereurilor oxidice de cupru, plumb, zinc și deșlămări înainte și după flotație;

— extragerea concentratului de cupru din leșii;

— îndepărtarea prafului și a șistului din cărbuni.

Tabelul 10.10

Caracteristicile tehnice ale unor mese de concentrare

Firma (Țara)	Tipul	Nr. de planșete	Dimensiunile planșetei [mm]			Cursa [mm[	Frecvența curselor [osc/min]	Capacitatea [t/h]	Putere de acționare [kW]	Masa [kg]	Tipul mecanismului de acționare
			lungimea	lățimea							
				la încărcare	la evacuare						
U.R.S.S.	SK-1	1	2 100	1 000	850	12—25	230—400	0,2—1	—	400	—
	SKM-1A	1	4 500	1 800	1 500	8—30	230—300	3—5	1,7	1 200	cu camă și pîrghii
	IASK-1B	6	2 120	800	800	12—26	230—350	1—10	1,7	1 740	cu camă și pîrghii
			3 160	800	800						
			4 200	800	800						
	SKP-20	12	1 800	900	900	8;12;16	280—450	2,5—7	2,2	4 100	vibrator inerțional
	SKP-22	3	3 970	1 876	1 876	10—14	250—350	3—9	2,2	3 380	vibrator inerțional
	SKP-30	4	—	—	—	10—20	300	4 —13,5	2,2	—	—
Holman (Anglia)	pentru 0,5—3 mm	1	4 572	1 626	1 625	—	280	0,4—2	1,5	—	bielă-manivelă
	pentru 0,5 mm	1	4 848	1 829	1 829	—	280	0,25—0,7	2,2	—	bielă-manivelă
Wedag (R.F. Germania)	pentru 0,5—3 mm	1	3 500	1 350	1 350	—	150—180	0,6— 1	2,2	—	bielă-manivelă
	pentru 0,5 mm	1	3 500	1 350	1 350	—	330	0,2—0,4	2,2	—	bielă-manivelă
Gruzon (R. D. Germania)	pentru 0,5 — 3 mm	1	4 500	1 800	1 800	—	240—320	1,5	1,5	—	vibrator inerțional
	pentru 0,5 mm	1	4 500	1 800	1 800	—	240—320	0,6	1,5	—	vibrator inerțional
Deyster (S.U.A.)	Koncenko	3	—	—	—	12—29	300	2,7—8,1	2,2	3 120	vibrator inerțional
	666	3	—	—	—	12—29	300	0,9—1,8	2,2	3 060	vibrator inerțional

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 11

ALTE PROCEDEE DE CONCENTRARE GRAVITAȚIONALĂ

11.1. Concentrarea în curent ascendent de apă

În instalațiile de preparare din România prepararea în curent ascendent de apă nu se aplică pentru concentrarea substanțelor minerale utile. Principiul de separare în curent ascendent se utilizează numai la clasarea hidraulică sau la deșlamarea-dezargilarea șlamurilor în decantoare radiale.

Metoda se aplică în S.U.A. pentru tratarea cărbunilor mărunți cu preparabilitate ușoară, aproximativ 11% din cărbunele brut, și în măsură mult mai redusă în Japonia.

11.1.1. Bazele teoretice ale concentrării în curent ascendent

Speciile minerale de diferite greutăți specifice sînt separate într-un curent ascendent de apă astfel reglat încît mineralele cu greutatea specifică mică să fie antrenate de curent în mișcarea sa, iar mineralele cu greutate specifică mare să cadă. Întrucît căderea granulelor în apă se realizează cu viteză constantă (viteza limită) în funcțe de greutatea specifică și de dimensiunea d, rezultă că separarea mineralelor între ele se poate realiza după densitate numai dacă se realizează prealabil o clasare volumetrică strînsă astfel încît toate granulele cu greutate specifică mare să aibă viteza limită mai mare decît granula cu dimensiunea maximă a minereului de greutate specifică mică.

Se impune deci clasarea între limitele d_1 și d_2 conform relației de simptoticitate:

$$\frac{d_1}{d_2} \leqslant \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}$$

în care: δ_1 și δ_2 reprezintă greutățile specifice ale celor două tipuri de material.

Eficiența separării în curent ascendent de apă este cu atît mai ridicată cu cît greutățile specifice ale speciilor minerale sînt mai diferite.

Viteza curentului ascendent de apă se poate calcula cu formula:

$$v_a = c\sqrt{d_1(\delta_1 - 1)}$$

11.1.2. Tipuri constructive de aparate cu curent ascendent de apă și rezultate industriale

Aparatele care utilizează separarea în curent ascendent de apă sînt extrem de simple din punct de vedere constructiv.

Hidroseparatoare. În figura 11.1 se prezintă schematic principiul de funcționare a separatorului MALECOT. Cărbunele clasat în limite strînse este

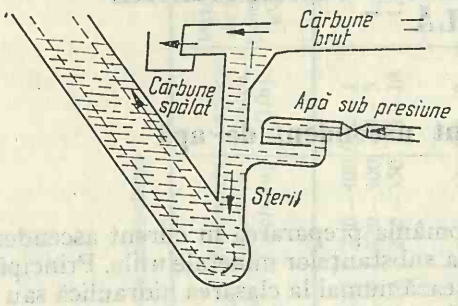


Fig. 11.1. Separatorul MALECOT. Schema principiului de funcționare

adus în strat subțire deasupra unui puternic curent vertical ascendent de apă sub presiune. Fracțiunile ușoare de cărbune vor fi antrenate de curentul de apă într-un jgheab și vor fi conduse pe un ciur de desecare, iar granulele de steril vor cădea străbătînd curentul ascendent de apă și vor fi evacuate de un elevator cu nivel plin.

Montarea a două separatoare în serie permite obținerea a trei produse în cazul hidroseparatorului MENZIES prezentat în figura 11.2.

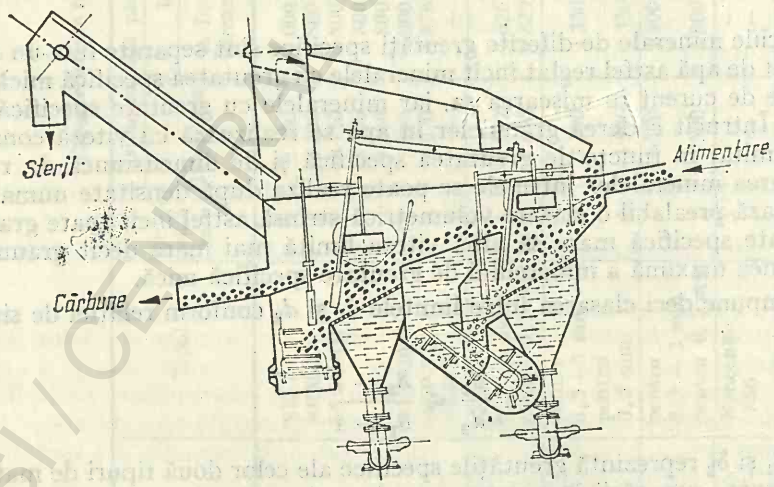


Fig. 11.2. Hidroseparatorul MENZIES.

Debitele de apă necesare creării curenților ascendenți sînt injectate sub două suprafețe perforate. Intermediarul poate fi recircuitat sau utilizat ca mixte energetice.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Evacuarea produselor grele se asigură printr-un registru reglabil comandat de plutitor.

Hidrotatoare. Principiul de bază al hidrotatoarelor constă în faptul că într-un vas cilindric terminat la bază cu o parte ușor conică, sub acțiunea presiunii curentului de apă, se rotește un agitator cu brațe tubulare dispuse în cruce și prevăzute cu mai multe duze pentru injectarea apei sub presiune.

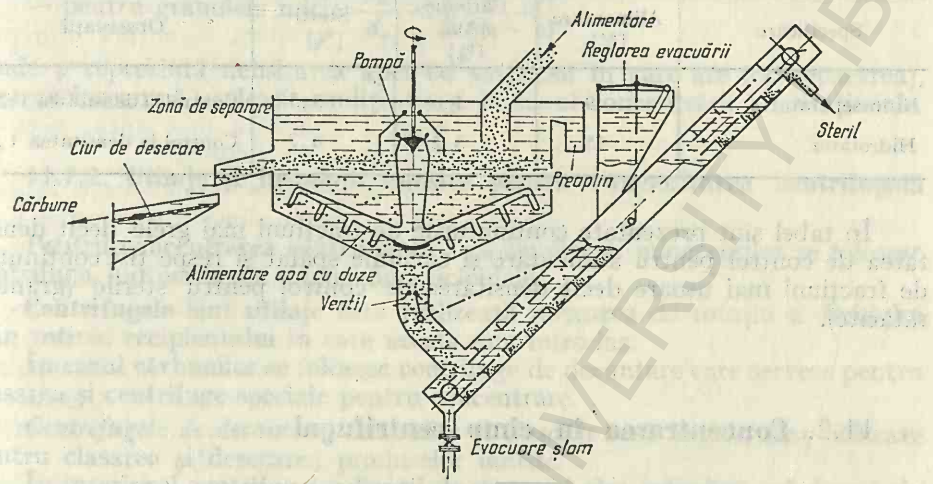


Fig. 11.3. Hidrotatorul.

Duzele formează un unghi de cca. 30° cu verticala și datorită reacției produse la ieșirea apei sub presiune agitatorul este pus în mișcare de rotație în sens invers curenților de apă.

Alimentarea cu cărbune mărunt strîns clasat se face pe la partea superioară, așa cum se vede în figura 11.3. Sub acțiunea curentului ascendent de apă cărbunele este antrenat din zona mediană a hidrotatorului și desecat pe un ciur. O reglare automată simplă, cu plutitor, controlează evacuarea produsului greu prin intermediul unui ventil. Hidrotatorul permite obținerea următoarelor trei produse:

— sterile evacuate prin elevatorul cu nivel plin, montat la baza hidrotatorului;

— cărbunele curat ca refuz al cărbunelui de desecare;

— produs intermediar mărunt în trecerea ciurului.

Apa de spălare este menținută în circulație cu ajutorul unei pompe. Cărbunele fin rezultat prin degradare este menținut în circulație împreună cu apa, concentrîndu-se pînă la 25% solid în apă, creînd un mediu cu densitate mai mare decît apa care ajută separarea.

Rezultate industriale. În literatura de specialitate se raportează obținerea unor rezultate satisfăcătoare pentru cărbunii cu preparabilitate ușoară. Nu se precizează însă valoarea indicatorilor de selectivitate (ecart probabil sau imperfecțiune).

În tabelul 11.1 se prezintă conținutul de granule rătăcite ale hidroseparatoarelor pentru granulația 10—150 mm și ale hidrotatoarelor pentru granulație 1—15 mm.

Tabelul 11.1

Conținutul de fracțiuni

Specificare	Alimentare [%]	Cărbune spălat [%]	Steril [%]	Observații
Hidroseparator	9	1,6	3,5	Control la densitatea 1,5
Hidrotator	15	3,2	4,7	Control la densitatea 1,7

În tabel sînt prezentate conținuturile de fracțiuni mai grele decît densitatea de control pentru alimentare și cărbune spălat și respectiv conținutul de fracțiuni mai ușoare decît densitatea de control pentru sterile (granule rătăcite).

11.2. Concentrarea în cîmp centrifugal

11.2.1. Principiile teoretice ale concentrării centrifugale

Metoda se bazează pe crearea unui cîmp de forțe centrifuge, prin rotirea suspensiei de minerale în apă sau aer, sub acțiunea căruia particulele se vor deplasa cu viteze relativ diferite în funcție de greutățile lor. Metodele centrifuge se deosebesc de cele gravitaționale clasice prin faptul că forțele centrifuge sînt de zeci, chiar sute de ori mai mari decît forța care acționează în cîmp gravitațional.

Raportul dintre forța centrifugă F_c care acționează asupra unui corp și greutatea sa G este egal cu

$$\frac{F_c}{G} = \frac{\omega^2}{g} r,$$

unde: ω este viteza unghiulară de rotație, rad/s;
r — raza de rotație, cm;
g — accelerația gravitației, cm/s^2;

În cazul unei raze de 20—30 cm și o viteză de 20—30 rot/s, forța centrifugă este de cîteva sute de ori mai mare decît forța gravitațională.

Pentru a se produce separarea, prin metode centrifuge, a unei granule de cărbune care are diametrul d_c și densitatea δ_c, de o granulă de steril cu diametrul d_s și densitatea δ_s, trebuie ca vitezele lor să fie diferite, $v_c < v_s$ sau $v_c/v_s < 1$.

În urma calculelor rezultă că între diametrele celor două granule trebuie să existe raportul:

— pentru granulele mari: $\frac{d_c}{d_s} \lesssim \frac{(\delta_s - \rho)}{(\delta_c - \rho)}$

— pentru granulele mici: $\frac{d_c}{d_s} \lesssim \sqrt{\frac{(\delta_s - \rho)}{(\delta_c - \rho)}}$

(unde ρ reprezintă densitatea apei cu suspensii în care are loc separarea), ceea ce înseamnă aceleași condiții ca și în cazul concentrării gravitaționale.

11.2.2. Utilaje și instalații folosite pentru concentrarea centrifugală

Pentru concentrarea centrifugală a cărbunilor și minereurilor se folosesc centrifuge, hidrocicloane și jgheaburi cicloidale.

Centrifugele sînt utilaje care realizează mișcarea de rotație a fluidului prin rotirea recipientului în care acesta este introdus.

În cazul cărbunilor se folosesc centrifuge de decantare care servesc pentru clasarea și centrifuge speciale pentru concentrare.

Centrifugele de decantare, denumite și *clasoare centrifugale,* sînt utilizate pentru clasarea și desecarea produselor umede.

În interiorul centrifugei grăunții de material sînt introduși sub formă de tulbureală, iar deplasarea lor se face cu o viteză mult mai mare datorită forțelor centrifuge.

Viteza limită de deplasare a grăunților este:

$$v_0 = \frac{a_c \cdot d^2}{18\mu}(\rho_s - \rho) \quad [\text{cm/s}]$$

unde: d este diametrul granulei;
a_c — accelerația;
μ — viscozitatea fluidului
ρ_s, ρ — densitatea granulei și a tulburelii.

Productivitatea utilajului este de 15—600 m³/h tulbureală, sau 7—10 t/h cărbune uscat. Dacă separarea se face într-un mediu dens (o suspensie de magnetit), rezultatele concentrării pot fi îmbunătățite.

Pentru concentrarea șlamurilor de cărbune în medii dense, firma Humbold a construit o centrifugă specială care constă dintr-un vas *1* în care se rotește un rotor gol *2* format din două părți conice între care rămîne un spațiu gol *3*. În figura 11.4 se prezintă schema unei instalații care folosește centrifuga specială.

Axul rotorului este, de asemenea, gol în interior. Prin mișcarea rotorului se creează un cîmp rotativ de mediu dens care se rotește cu o viteză constantă și este în contact cu mediul dens din afara conurilor numai prin deschiderea *3*. Cărbunii sînt separați de steril în cîmpul rotativ de mediu dens.

Alimentarea se face cu ajutorul unui curent central, prin axul gol al rotorului și printr-un curent de mediu dens, care înconjoară rotorul. Datorită cîmpului de forțe, sterilul din interiorul rotorului este evacuat prin deschiderea *3* în exterior, în timp ce cărbunele care se găsește în exterior este antrenat radial în curentul central de evacuare. Modificînd viteza rotorului se poate regla volumul și viteza curenților. Curentul extern este format întotdeauna din mediu dens, în timp ce cel central poate avea o densitate mai mică, ceea ce reprezintă un avantaj.

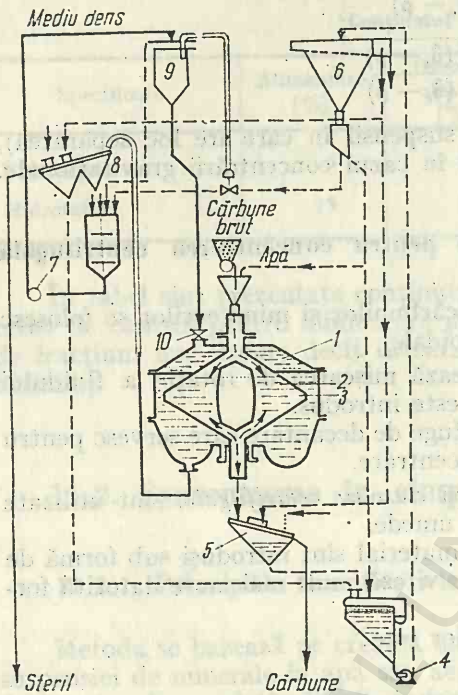


Fig. 11.4. Schema unei instalații cu centrifuge Humbold.

Cărbunele se alimentează în centrifugă, cu un alimentator special. Concentratul se aduce pe sita *5*, unde se separă de mediu dens, care se aduce cu o pompă *4*, în bazinul de decantare *6*. Sterilul se aduce pe sita *8* unde se separă de mediu dens care este trimis cu pompa *7* în bazinul *9* de colectare. Alimentarea centrifugei cu mediu se face din bazinul *9*, cu ajutorul vanei *10*.

Hidrocicloane folosite pentru concentrare. Hidrocicloanelor sînt utilaje care folosesc pentru separare un cîmp rotitor de fluid creat prin introducerea tangențială a tulburelii în interiorul său. Ele au fost folosite inițial pentru clasarea și desecarea produselor de granulație fină. În ultimul timp hidrocicloanele sînt folosite pentru concentrarea cărbunilor cu dimensiuni mai mici de 10 mm și a minereurilor de dimensiuni fine.

Tipul de hidrociclon cel mai des întîlnit este prezentat în cap. 7.5.

Utilizarea hidrociclonului prezintă o serie de avantaje ca: productivitate mare, construcția extrem de simplă, exploatarea și reglarea funcționării ușoare și costul redus.

Diametrul hidrocicloanelor folosite variază între 300 și 750 mm și funcționează la presiuni de 1 daN/cm^2.

Cu cît dimensiunea de separare este mai fină cu atît diametrul hidrociclonului trebuie să fie mai mic, iar presiunea mai mare, Pentru clasări de 10—15 μm se folosesc hidrocicloane cu diametre de 2—3 cm (microcicloane) grupate în baterii.

Ca deficiențe în funcționare se semnalează uzura rapidă a părților metalice și a duzei de evacuare a îngroșatului, precum și dese înfundări ale orificiului de evacuare a produsului îngroșat. Pentru a le mări durata de funcționare,

hidrocicloanele se căptușesc în interior cu cauciuc, ciment, materiale ceramice sau plăci de roci (bazalt, gabrodiabaz) etc.

Granulația cărbunilor care se concentrează cu ajutorul hidrocicloanelor este cuprinsă între 0,5 și 12 mm.

Cantitatea de tulbureală necesară pentru 1 t cărbune este de 3—6 m^3. Densitatea suspensiilor folosite variază între 1,3 și 1,8 g/cm^3.

Capacitatea de prelucrare depinde de diametrul hidrociclonului și de mărimea cărbunelui. La un diametru de 350 mm, capacitatea de prelucrare a unui cărbune cu diamensiuni cuprinse între 0,5 și 6 mm este de 25 t/h. La un diametru de 500 mm capacitatea de prelucrare este de 35—50 t/h. Presiunea de lucru variază între 1,3 și 4 atm.

În ultimul timp s-a reușit *concentrarea cărbunilor cu ajutorul hidrocicloanelor fără medii dense* (în apă). În acest caz, hidrocicloanele trebuie să aibă partea ciclindrică turtită, care să permită curentului radial centripet să aibă o înălțime constantă, înălțimea totală să fie mică, alimentarea cu tulbureală să se facă printr-un orificiu de secțiune mare și să nu se creeze în interior curenți secundari de intensitate mare.

Hidrocicloanele de acest tip se pot utiliza fie pentru o concentrare propriu-zisă, cînd se folosesc mai multe legate în serie, fie numai pentru preconcentrare, cînd se folosește o singură treaptă.

În ce privește concentrarea minereurilor în hidrocicloane s-a scos în evidență, prin încercări industriale executate direct în faza industrială, posibilitatea aplicării unei tehnologii combinate de înnobilare a piritelor în îngroșatul hidrociclonului și a șlamurilor în suprascurgere. În tehnologia de înnobilare aplicată la Uzina de preparare Săsar se combină faza de concentrare gravitațională în hidrociclon cu înnobilarea piritelor prin procesul de flotație. Executînd concentrarea primară în hidrociclon, în îngroșat rezultă pirită înnobilată care trece direct la faza de filtrare.

Astfel prin optimizarea parametrilor constructivi și funcționali ai hidrocicloanelor s-au obținut efecte tehnico-economice favorabile.

11.3. Concentrarea pneumatică

Aceste metode de preparare se aplică unora dintre mineralele nemetalifere dar în special cărbunilor.

Valorificarea energetică a cărbunilor presupune obținerea prin preparare a unor concentrate cu conținut cît mai ridicat de masă combustibilă. Puterea calorifică a cărbunilor este funcție de gradul de încarbonizare al acestora și invers proporțională cu conținutul de balast. Prin *conținutul de balast* se înțelege suma conținuturilor de apă și cenușă din cărbune ($W_i^t + A^t$).

Prepararea prin metodele hidrogravitice descrise în capitolele anterioare realizează scăderea conținutului de cenușă, dar concomitent are loc și o creștere a conținutului de umiditate, cu atît mai importantă cu cît granulația este mai fină. În cazul tratării unor cărbuni bruți cu conținut inițial relativ redus de cenușă, se poate întîmpla ca în urma preparării claselor mărunte sau fine, conținutul total de balast să nu scadă ci chiar să crească. În aceste cazuri

scăderea conținutului de cenușă nu este numai compensată ci depășită de creșterea conținutului de umiditate. Pentru huile, umiditatea de îmbibație în funcție de granulație este prezentată informativ în figura 11.5.

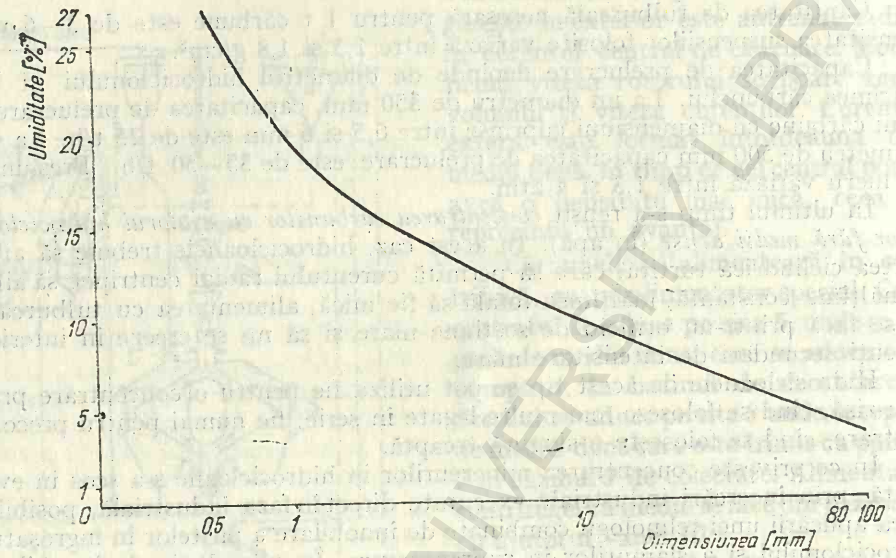


Fig. 11.5. Corelația între umiditatea de îmbibație și granulația la huile.

În cazul șisturilor bituminoase de Anina, scăderea teoretică a conținutului de cenușă realizabilă prin prepararea la densitatea 2,0 este de cca. 4 puncte. Pentru clasa 0,25 mm creșterea medie a conținutului de umiditate prin preparare pe cale umedă ar fi de cca. 10 puncte, de la 10 la 20%.

Ținînd cont de influența umidității asupra valorii puterii calorifice a cărbunelui preparat în scopuri energetice, este necesar ca în fiecare caz alegerea procedeului de preparare să se facă pe baza unui calcul tehnico-economic amănunțit.

Prepararea huilelor cu ajutorul unui curent de aer în locul curentului de apă s-a aplicat în industria carboniferă încă de la mijlocul secolului XIX. Primele utilaje au luat ca exemplu mașinile de zețaj cu apă, apoi mesele de concentrare și în final desprăfuitoarele pneumatice.

S-a încercat separarea din cărbunele brut a granulelor cu greutate specifică mică cu ajutorul unui curent de aer comprimat îndreptat asupra materialului în repaus sau în cădere. Granulele grele pot fi retratate pe cale umedă. Utilajele de acest tip nu au rezistat datorită debitului extrem de redus de tratare, a cheltuielilor ridicate pentru producerea aerului comprimat și a cantităților însemnate de praf emise în mediul ambiant.

În jurul anului 1905 s-au construit în S.U.A. noi tipuri de utilaje pneumatice pentru tratarea cărbunilor, care s-au extins ulterior și în Europa. Ca urmare a introducerii mecanizării exploatării cărbunilor, cantitățile de cărbune mărunt și praf au marcat o creștere continuă.

Instalațiile de preparare pe cale umedă a cărbunelui au fost completate cu secții de flotație și gospodărire a șlamului. Șlamul flotat este însă mult mai dificil de manipulat și de valorificat energetic decît praful de cărbune separat pneumatic. Puterea calorifică este mai redusă datorită umidității mari (șlamul filtrat pe filtre cu vid conține 25—30% umiditate).

În anii 1930—1940 s-a extins prepararea pe cale uscată a cărbunelui mărunt și a prafului, în toate bazinele carbonifere unde umiditatea cărbunelui brut a permis-o. Ulterior, datorită creșterii conținutului de cenușă al cărbunelui mărunt și a necesității utilizării pentru cocs a claselor mărunte, prepararea pneumatică a fost din nou înlocuită prin procedee mai selective. Ea se menține în cazuri relativ izolate, acolo unde caracteristicile cărbunelui sau avantajele generale o impun.

11.3.1. Bazele teoretice ale concentrării pneumatice

Un interes deosebit trebuie acordat caracteristicilor cărbunelui brut:

— conținutul de umiditate a cărbunelui brut și în special a cărbunelui mărunt;

— conținutul de concrescențe;

care hotărăsc posibilitatea de aplicare a preparării pneumatice.

Aceste două caracteristici limitează sau chiar fac imposibilă aplicarea preparării pneumatice. Astfel, cărbunele trebuie să fie cît mai uscat și sărac în concrescențe. Umiditatea ridicată a cărbunelui brut nu permite mișcarea liberă a granulelor în curentul de aer, datorită peliculelor de apă care leagă între ele granulele de cărbune. Aceasta împiedică nu numai desprăfuirea ci și clasarea pe ciururi a cărbunelui (în special la dimensiuni sub 10 mm).

Condiția referitoare la conținutul scăzut de concrescențe în cărbunele brut este legată de selectivitatea sensibilă mai redusă a procedeelor de preparare pneumatică față de prepararea hidrogravitică. Conținuturi ridicate de concrescențe impun retratarea prin procedee uscate sau umede a unor însemnate cantități de cărbune intermediar, insuficient separat.

Condiția prealabilă pentru realizarea unor rezultate satisfăcătoare prin preparare pneumatică constă într-o clasare mai strînsă a alimentării decît este necesar la prepararea pe cale umedă (din condiția de simptoticitate în aer, stabilită în cap. 1). Chiar dacă aplicarea întocmai a relației de simptoticitate este exagerată, experiența a arătat că înaintea preparării pneumatice se impune o preclasare strînsă cu coeficientul scării sitelor 1 : 3 pentru cărbune mărunt și 1 : 4 pentru cărbune peste 10 mm.

Se aplică în practică separarea pneumatică după preclasarea pe următoarele dimensiuni 70—20 mm; 40—10 mm; 10—3 mm și 3—0,5 mm. Subîmpărțirea clasei 3—0,5 mm în 3—1 mm și 0,5—1 mm îmbunătățește considerabil rezultatele.

Conținutul de material de 40—20 mm din clasa 70—20 mm servește ca *material de umplere* pentru scăderea consumului specific de aer.

Chiar și în condiții de preclasare strînsă, prepararea pneumatică nu poate asigura aceeași eficiență cu prepararea pe cale umedă, întrucît stratificarea

după densitate decurge înainte și mai incomplet. Cercetarea procesului evidențiază în comparație cu zețajul cu apă frecări mai importante între granulele patului de zețaj și aproape inexistența forței ascendente portante a aerului comprimat. Pentru obținerea de cărbuni și sterile curate, trebuie să se renunțe la recuperările ridicate de cărbune curat, extrăgînd însemnate cantități de mixte sau produse intermediare cu conținut ridicat de fracțiuni ușoare destinate retratării sau utilizabile ca atare.

Debitele de tratare realizabile sînt reduse, iar rezultatele sînt sensibil înrăutățite în cazul variațiilor de debit și de calitate a cărbunilor din alimentare și în special datorită vîrfurilor de umiditate. Inexistența unor aparate automate de reglare a evacuării produselor grele, în funcție de stratificare, impune o supraveghere și reglare continuă a mașinilor.

În afara avantajelor de obținere a unor produse cu conținut scăzut de umiditate și ușor manipulabile, prepararea pneumatică prezintă și avantajul unor cheltuieli de investiții mai reduse. Nu sînt necesare instalațiile de epurare a apelor, de deshidratare a produselor finite și nici gospodărirea costisitoarea șlamului. Este necesar deci mai puțin spațiu și construcțiile sînt mai ușoare decît în cazul spălării pe cale umedă a acelorași debite de cărbune. La cărbune ușor de preparat, cheltuielile de investiții pentru prepararea pneumatică reprezintă numai 70% din cheltuielile impuse de construirea unor instalații de spălare.

Nu există date comparative privind cheltuielile de exploatare între mașinile de zețaj cu apă pneumatică. Esențială (în această comparație) pare a fi însă aptitudinea cărbunelui brut de a se preta preparării pneumatice.

Prepararea pneumatică se aplică cu succes la minele mici pentru îndepărtarea intercalațiilor de steril din cărbunele curat, în special în cazuri particulare din zonele cu lipsă cronică de apă, cu perioade lungi de îngheț sau în cazul cînd cărbunele conține fracțiuni friabile sau solubile în apă care produc mari dificultăți la tratarea în mașini de zețaj convenționale.

11.3.2. Tipuri constructive de mașini pentru concentrare pneumatică și rezultate industriale

Concentrarea pneumatică se poate realiza în două tipuri de mașini: *mașini de zețaj* și *mese de concentrare pneumatice.*

În mașini de zețaj pneumatice stratificarea se realizează cu ajutorul unui curent pulsatoriu de aer comprimat.

Separarea pe mese pneumatice se obține în strat subțire sub acțiunea unui curent continuu de aer. Afînarea se realizează sub acțiunea mișcărilor imprimate suprafeței mesei. Striațiunile practicate pe suprafața mesei împiedică granulele grele să se deplaseze sub acțiunea curentului de aer.

Mașinile de zețaj pneumatic sînt asemănătoare nu numai constructiv dar și principial cu mașinile de zețaj convenționale, cu diferența utilizării altui mediu de separare. Spre deosebire de acestea, mesele deconcentrare sînt numai constructiv asemănătoare.

La mesele hidrogravitice, curentul de apă se deplasează orizontal, antrenînd substanțele minerale utile supuse preparării, în timp ce la mesele pneumatice, curentul de aer este vertical. Principiul de lucru este deci diferit: curentul de aer vertical afînează stratul de granule diferențiat după densitate iar mișcarea vibrantă a mesei deplasează transversal stratele grele de material.

Unele mașini de zețaj pneumatic folosesc și o mișcare oscilantă a suprafeței de zețaj.

Mașini de zețaj pneumatice pot fi: cu ciur fix, cu ciur mobil sau cu ciur de nivelare. *Mașina de zețaj pneumatică cu ciur fix* (fig. 11.6). Cărbunele preclasat în limite strînse este introdus într-un siloz *1* și de aici prin intermediul dozatorului *2* este adus în primul compartiment de zețaj *3*. Un curent de aer comprimat produs de ventilatorul *4* este adus prin canalul de aer *5* în camerele de aer *6* și distribuit sub patul de material printr-o suprafață perforată. Pentru o mai bună distribuție și afînare a patului, camerele de aer sînt compartimentate prin pereți verticali în cinci zone, fiecare primind pulsația de aer prin intermediul unei clapete rotative *7*, în aceeași cadență. Clapetele pulsatoare nu închid complet în nici o poziție secțiunea camerei, astfel încît în fiecare din cele cinci zone ale patului de zețaj pe lîngă pulsația de aer acționează un curent continuu ascendent de aer care afînează patul și micșorează pericolul de „rupere" a stratului de material sub acțiunea pulsației. Clapetele pulsatoare sînt acționate prin lanț gall și roți dințate, astfel grupate încît asigură deschiderea succesivă în sensul de mișcare a materialului pe înclinare. Aceasta ajută deplasarea materialului stratificat pînă la placa de tablă *8* care permite dirijarea stratului de material greu spre camerele de evacuare *9*. Un turnichet canelat cu turație continuu reglabilă permite evacuarea materialului greu fără pierderi de presiune.

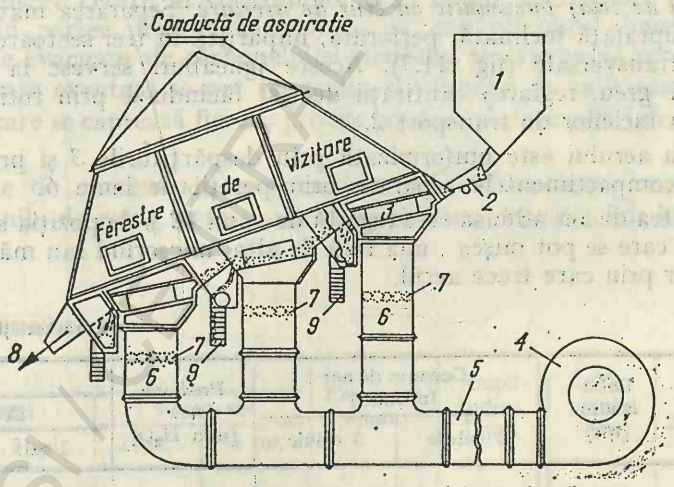


Fig. 11.6. Mașină de zețaj pneumatică cu ciur fix.

Reglarea mașinii se asigură prin poziția plăcii de dirijare și a turației turnichetului. Produsul ușor trece în compartimentul următor al mașinii unde se continuă separarea. În primul compartiment se evacuează sterile,

iar în compartimentele *2* și *3* produsele intermediare. Cărbunele rezultă pe jgheabul *8* de la capătul inferior al mașinii.

Produsele intermediare se pot retrata pe cale pneumatică sau pe o cale umedă.

Mașina de zețaj pneumatică este carcasată pentru a nu evacua praful în atmosfera de lucru, supravegherea făcîndu-se prin ferestre de vizitare etanșe.

Unele tipuri de mașini de zețaj sînt prevăzute cu vibrare a suprafeței perforate care susține patul de zețaj, pentru îmbunătățirea stratificării realizate.

Caracteristicile constructive ale mașinilor de zețaj pneumatice cu lățimea de 800 mm sînt prezentate în tabelul 11.2.

Suprafața ciurului care susține patul este construită din tablă perforată cu ochiuri rotunde sau șpalturi de 0,5 mm. Uzura suprafeței este redusă; la un timp de funcționare de două schimburi pe zi o astfel de suprafață rezistă 4 ani.

Capacitatea specifică medie a mașinii de zețaj pentru granulație mare atinge 10—15 t/h m², iar pentru cărbune mărunt, 5—6 t/h m².

Mașinile de zețaj cu ciur mobil se deosebesc de cele cu ciurul fix prin aceea că ciururile sînt articulate la partea lor inferioară și puse în mișcare oscilantă la capătul de sus prin intermediul unui dispozitiv cu bielă. Mișcarea ciururilor accelerează stratificarea și ajută deplasarea cărbunilor pe sită.

Sitele au o lățime de 1400 mm și o lungime totală de 3750 mm. Numărul de pulsații este de 150 pulsații/min, iar numărul de oscilații ale ciururilor de 300—400 oscilații/min. Consumul de aer este de 50 000—60 000 m³/h la o presiune de 300—350 mm. Puterea necesară este de 12 kW. Capacitatea de prelucrare specifică este de 13,3 t/h și m² de ciur, tratînd clasa de cărbuni 40—10 mm.

Mașina de zețaj pneumatic cu ciur de nivelare. Separarea materialului se face pe o suprafață înclinată, perforată, împărțită în trei sectoare prin două jgheaburi transversale (fig. 11.7). Aceste jgheaburi servesc la eliminarea materialului greu, reglarea cantității de șist făcîndu-se prin rotirea sectoarelor *1* și a melcilor de transport *2*.

Admisia aerului este uniformizată prin despărțiturile *3* și prin bilele 5, așezate în compartimentele separate prin pereții de lemn *6*.

Cantitatea de aer admisă este reglată de vana *12* și de poziția suprafețelor perforate *4*, care se pot mișca , una față de alta, micșorînd sau mărind suprafața găurilor prin care trece aerul.

Caracteristicile mașinilor

Dimensiunea granulelor	Debit mediu [t/h]	Consum de aer [m³/min]		Presiune aer [mm H_2O]	Consum de Ciururi	
		2 celule	3 celule		2 cel.	3 cel.
70—40	40	735	1100	360	2,0	2,5
40—10	42	450	675	240	2,0	2,5
10—3	18	215	320	130	2,0	2,5
3—0,5	9	110	170	90	2,0	2,5

Ciurul de separare *7* se află la 40—50 mm de partea superioară a suprafeței de zețaj, fiind construit dintr-o tablă perforată cu găuri de 25—75 mm și se mișcă în zona materialului care se tratează, afînînd patul și imprimînd materialului o mobilitate mai bună. Ciurul de separare este susținut de rama *8*, suspendată prin tijele *9* și acționată de dispozitivul *10*. Sectorul *11* reglează admisia materialului brut.

Mese de concentrare pneumatice. Mesele de concentrare pneumatice se utilizează pentru material mărunt — sub 5 mm. Principiul de lucru al unei mese simple sau duble este același. În figura 11.8 se prezintă o masă de concentrare cu suprafață dublă, tip V, fără a figura și ventilatorul care este dispus imediat sub planșeul pe care este fixată masa. Ca și la masa de concentrare pe cale umedă, alimentarea este dispusă lateral. În funcție de granulație, suprafața mesei este acoperită cu tablă perforată sau o ramă cu țesătura de sită pentru material fin. Pe suprafața sitei sînt fixate striațiuni orientate la 15° față de axa mesei, astfel formînd pe suprafața mesei duble litera V. Suprafața de lucru înclină către zonele de evacuare a produsului ușor (așa cum arată săgețile), fiind mai ridicată spre capătul de evacuare a produsului greu.

Cărbunele brut preclasat alimentat în partea stîngă a mesei se stratifică în curentul ascendent de aer, ca urmare a afînării produse pe suprafața mesei de curentul continuu de aer produs de ventilator. Cărbunele din stratul superior trece peste suprafața striațiunilor și se evacuează în lungul acestora în dreapta și în stînga, în pîlniile de captare special construite.

Materialul cu greutate specifică mare este reținut între striațiuni prin frecare și datorită mișcării oscilante a suprafeței mesei este evacuat spre capătul dinspre centru al striațiunilor și în lungul mesei pînă la pîlniile de captare din partea dreaptă a acesteia, la capătul opus alimentării. Între punctele de evacuare ale cărbunelui și sterilului se evacuează produsele intermediare, care eventual se pot recircuita. În funcție de calitatea alimentării, zonele în care se captează fiecare produs pot fi deplasate prin jgheaburi mobile reglabile.

Mesele de concentrare pneumatică sînt închise într-o carcasă etanșă ca și mașinile de zețaj, pentru a evita poluarea atmosferei de lucru cu praf.

Tabelul 11.2

de zețaj pneumatice

energie [CP]				Frecvența [n/min]	Amplitudine [mm]	Înălț. patului [mm]	Greutate [t]	
Turnicheți		Ventilator						
2 cel.	3 cel.	2 cel.	3 cel.				2 cel.	3 cel.
1,0	1,5	118	170	120	70	400	9,0	15,2
1,0	1,5	52	78	160	40	300		
1,0	1,5	16	24	220	25	190	8,8	15,0
1,0	1,5	6	9,5	250	20	120		

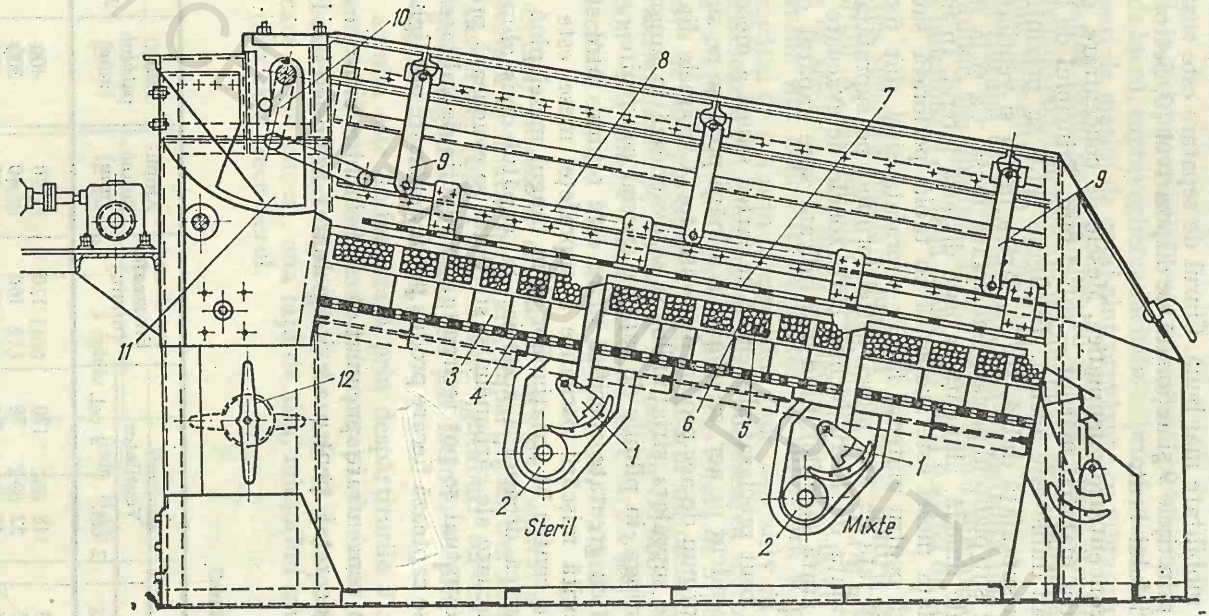


Fig. 11.7. Mașină de zețaj pneumatic cu ciur de nivelare.

BCU IAȘI / C... UNIVERSITY LIBRARY

Caracteristicile tehnice ale unei mese de concentrare pneumatice cu suprafață dublă sînt prezentate în tabelul 11.3.

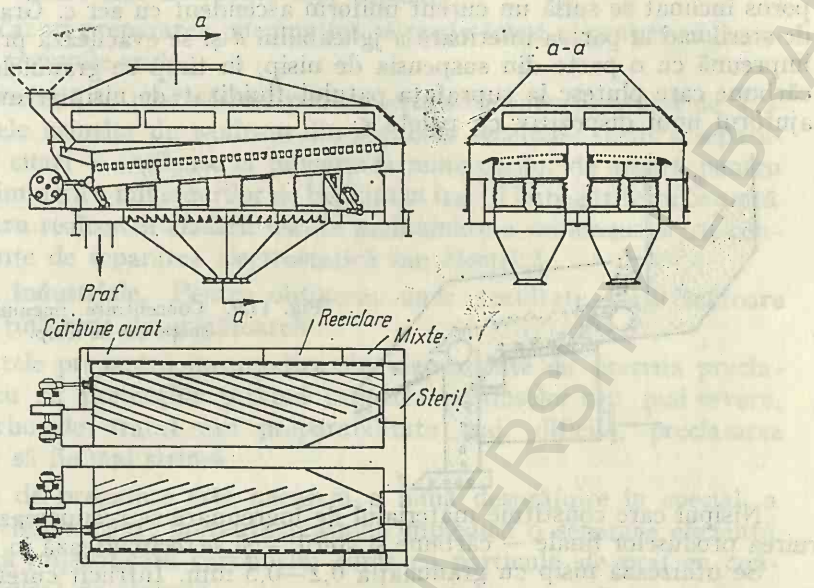


Fig. 11.8. Masă de concentrare pneumatică tip SKB.

Tabelul 11.3

Caracteristicile meselor de concentrare pneumatice tip V

Granulația alimentării [mm]	Debit mediu [t/h]	Consum aer comprimat [m^3/min]	Presiunea aerului [mm H_2O]	Consum de energie [CP]	Număr pulsații [n/min]	Amplitudinea [mm]
50—20	40	1500	300	175	280	22
20—11	35	1000	290	150	320	18
11—6	30	850	280	130	340	14
6—4	25	550	140	100	340	14
4—0,5	20	360	125	80	360	13

Capacitatea specifică este redusă ca urmar e a preparării în strat subțire. În funcție de granulație, capacitatea variază în tre 4 și 2 t/h · m^2.

Separatoare pneumatice cu suspensie de nisip. În ideea realizării separării densimetrice pe cale uscată, din 191 7 au fost puse la punct diferite sisteme. Asemănător sistemului Chance — care folosește un curent ascendent de suspensie de nisip în apă, a fost dezvoltat un sistem care utilizează un mediu de nisip în aer. Un curent as cendent de aer fluidizează patul de nisip, realizînd un mediu adecvat se parării densimetrice.

Alimentarea *a* cu cărbune brut se deplasează în echicurent împreună cu suspensia de nisip într-un jgheab prismatic *b* (fig. 11.9) prin al cărui fund poros înclinat se suflă un curent uniform ascendent cu aer *c*. Granulele grele de steril cad la partea inferioară a jgheabului *d* și se evacuează printr-o fantă împreună cu o parte din suspensia de nisip, în timp ce granulele ușoare de cărbune care plutesc la suprafața patului fluidizat de nisip se evacuează cu ajutorul unui dispozitiv cu palete *e*.

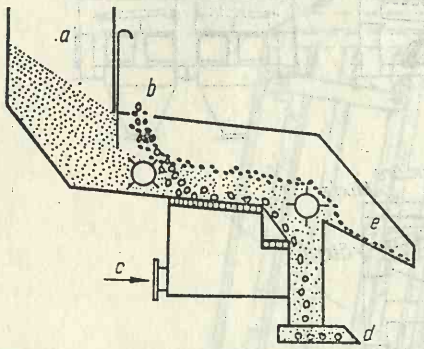


Fig. 11.9. Concentrare pneumatică în suspensie de nisip.

Nisipul care constituie materialul de îngreunare se recuperează prin ciuruirea produselor finale — cărbune și steril — și se recircuitează în alimentare

Se utilizează nisip cu granuația 0,2—0,5 mm. Întrucît curentul ascendent trebuie să afîneze patul de nisip și nu să țină în suspensie granulele mari de cărbune sau steril — ca la mesele sau la zețajul pneumatic — consumul de aer este sensibil mai scăzut și oscilează în funcție de densitatea de separare dorită pentru suspensia nisip-aer, între 6 și 12 m^3/min și m^2 suprafață de lucru.

Separatorul seamănă constructiv cu o mașină de zețaj pneumatică cu pat fix. Se tratează cărbunele cu granulația sub 6 mm, cu o productivitate de 23—30 t/h și m de lățime a jgheabului. Cea mai mare instalație de acest tip tratează 200 t/h. Procedeul se pretează numai pentru tratarea cărbunilor cu umiditate sub 4%, sau uscați sub această limită. Se pretează separării cărbuni cu conținut scăzut de concrescențe.

Selectivitatea este mult inferioară celei realizate cu suspensii grele în apă.

Mașină de concentrare pneumatică cu curent orizontal de aer. Mașina de concentrare de pneumatică este utilizată pentru concentrarea minereurilor

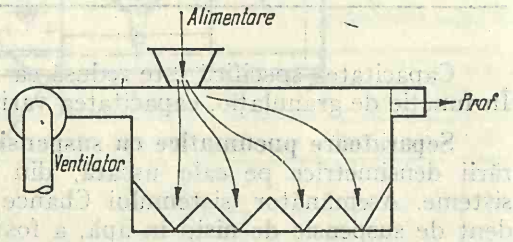


Fig. 11.10. Mașină de concentrare pneumatică cu curent orizontal.

de mică, azbest, grafit etc. (fig. 11.10). Metoda constă în introducerea unui material clasat în limite cît mai strînse într-un curent de aer produs de un

ventilator. Particulele grele vor cădea cît mai aproape de alimentare, în timp de particulele ușoare sînt antrenate mai departe.

În unele cazuri prepararea pneumatică se poate folosi și pentru minereurile extrase în regiunile aride.

Această metodă se poate folosi pentru separarea concentratului de bismut din haldele uzinelor de wolfram din regiunile secetoase, pentru separarea șlamurilor cuarț — argiloase la prepararea minereurilor de apatit, pentru separarea preliminară a minereurilor de bauxită în fracții îmbogățite cu bauxită și caolin, pentru realizarea clasării uscate preliminare a minereurilor cu concrescența înainte de separarea electrostatică sau electrică.

Rezultate industriale. Pentru obținerea unor rezultate satisfăcătoare trebuie să se țină cont de următoarele:

1) rezultatele preparării pneumatice sînt dependente de precizia preclasării; cu cît pretențiile privind calitatea produselor sînt mai severe, iar cărbunele tratat are preparabilitate mai dificilă, preclasarea trebuie să fie mai strînsă;
2) înainte de preparare este necesară o bună desprăfuire în special a cărbunelui mărunt; prezența prafului împiedică o separare eficientă datorită impurificării cărbunelui curat cu particule de praf cu conținut ridicat de cenușă;
3) selectivitatea mai scăzută de separare pe cale pneumatică determină pierderi ridicate de cărbune în mixte; acest produs reprezintă un amestec care trebuie retratat separat dacă se urmărește obținerea unor recuperări ridicate de cărbune curat;
4) prepararea pneumatică simplifică fluxul de tratare a cărbunelui, gospodărirea șlamului și epurarea apelor fiind înlocuite printr-o gospodărire mai simplă a prafului.

Aerul de lucru este desprăfuit prin ciclonare în proporție de 95% și recircuitat. Pierderile de aer captate din diferite puncte ale circuitului reprezintă 15% din aerul total. Acesta se desprăfuiește prin filtrare uscată sau reținere pe cale umedă, înainte de evacuare în atmosferă.

Comparația între mașinile de zețaj și mesele de concentrare pneumatică pune în evidență faptul că rezultatele industriale cal și cheltuielile de exploatare sînt pentru cărbuni foarte asemănătoare, obțiunea între aceste două utilaje fiind în funcție de condițiile locale de construcție.

Mesele de concentrare necesită suprafețe constructive mai mari pentru tratarea acelorași debite, ca urmare a tratării cărbunelui în strat subțire cu capacități specifice reduse. Ele necesită fundații mai solide datorită vibrațiilor, în schimb mașinile de zețaj necesită înălțimi mai mari.

Dezvoltarea unor instalații pentru reglarea automată a produselor grele ar putea conduce la o îmbunătățire a procesului de preparare pneumatică.

BIBLIOGRAFIE

1. Dobrescu, L. Preparabilitatea substanțelor minerale utile. Editura Academiei R. S. R., București, 1978.
2. Dobrescu, L. Prepararea cărbunilor. Editura Tehnică, București, 1963.
3. Golcea, N. Cartea operatorului de la prepararea substanțelor minerale utile, Editura Tehnică, București, 1980.
4. Golcea, N. Influența parametrilor constructivi asupra indicatorilor tehnologici la diverse tipuri de mese de concentrare — Simpozion „Noi tehnologii de extracție și valorificarea substanțelor minerale utile, Petroșani, 11—12 dec. 1982.
5. Golcea, N., Guran, M. Alegerea și proiectarea instalațiilor de hidrociclonare la prepararea substanțelor minerale utile. Simpozionul al II-lea internațional „Valorificarea substanțelor nemetalifere, ICPMSU Cluj-Napoca, 21—23 sept. 1983.
6. Guran, M. Calitatea produselor miniere. Editura Tehnică, București, 1982.
7. Juran, M. J., Gryna, F. M. Calitatea produselor. Editura Tehnică, București, 1973.
8. Magyari, A. Utilaje de preparare a substanțelor minerale utile. Editura Tehnică, București, 1983.
9. * * * * Masa de concentrare Bartles-Mosley — prospect, 1976.
10. Razumov, K. A., Perov, V. A. Proiectirovanie obogatitelnih fabrik Izdanie IV. Izdatelstvoy, Nedra, Moskva, 1982.
11. Schubert, H. Aufbereitung fester mineralicher Rohstoffe — Band, I, II, III. Leipzig,
12. * * * * (1983) Spravocinik po obogașceniu rud vol. I, II, Izdatelstvo Nedra — Moskva, 1975, 1972, 1977.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

PARTEA A PATRA

CONCENTRAREA PRIN FLOTAŢIE

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 12

BAZELE FIZICO-CHIMICE ALE FLOTAȚIEI

12.1. Generalități

Flotația este procesul de concentrare a mineralelor utile prin separarea lor de cele sterile, folosind diferența ce există între capacitatea acestora de a fi umectate.

În principiu, procedeul constă în separarea din minereul măcinat în prezența apei a acelor minerale ce se umectează mai puțin (hidrofobe) prin colectarea acestora cu ajutorul spumelor produse prin agitarea cu aer a amestecului de minerale și apă (tulbureală). Pentru producerea spumelor se adaugă reactivi spumanți, iar pentru crearea ori amplificarea condițiilor de separare selectivă a mineralelor se adaugă reactivi colectori și modificatori care acționează cu un grad determinat de selectivitate. Spre deosebire de alte procedee de concentrare care se bazează pe fenomene relativ simple și ușor de măsurat, flotația se realizează printr-un complex de fenomene fizico-chimice și hidrodinamice ce se influențează reciproc și care sînt greu măsurabile [1].

Din punct de vedere fizic, flotația se produce în felul următor: într-o suspensie formată din granule minerale și apă se introduc reactivi de flotație și aer care mecanic se dispersează eît mai omogen sub formă de bule mici. Bulele de aer deplasîndu-se în suspensie întîlnesc granulele minerale, ciocnindu-se de ele. Dacă suprafețele granulelor sînt hidrofobe, vor adera de bulele cu care se ciocnesc formînd agregate bule-granule, în caz contrar dacă suprafețele granulelor sînt hidrofile (umectate) adeziunea nu se produce, bulele de aer și granulele minerale rămînînd separate în suspensie. Agregatele constituite din bule și granule avînd o densitate mică se ridică la suprafața tulburelii formînd o spumă mineralizată relativ stabilă și care se separă într-un produs denumit concentrat, în tulbureală rămînînd în principal mineralele hidrofile, produsul numindu-se steril, deșeu. Succesul flotației este condiționat de hidrofobitatea diferită a mineralelor, hidrofobitate naturală care în majoritatea cazurilor se dovedește insuficientă, pentru separare fiind necesară modificarea ei.

Nici unul din procedele de concentrare a susbtanțelor minerale utile nu poate concura cu flotația care s-a dovedit a fi procedeul cel mai răspîndit de valorificare a substanțelor minerale utile. Dacă densitatea, susceptibilitatea magnetică, conductibilitatea electrică și alți parametri ce constituie baza procedeelor de concentrare gravitațională, magnetică, electrică, nu pot fi modificați, prin flotație, folosind diverși reactiiv deosebirile superficiale ale mineralelor pot fi chimbate, amplificate. Acest fapt împreună cu posibilitatea de separare a granulelor fin măcinate au făcut ca în prezent mineralele

ce conțin plumb, cupru, staniu, nichel, cobalt, aur, sulf, arsen, stibiu, litiu, beriliu, wolfram, molibden, germaniu, crom, titan, fier, uraniu, tantal, niobiu, zirconiu, fosforite, apatită, cărbune, grafit și alți componențiutili din materia primă minerală să se extragă prin flotație.

Flotația se mai practică în hidrometalurgie, pirometalurgie, industria chimică și a materialelor de construcție, geologie, medicină, biologie, agricultură și alte ramuri. Flotația se practică pentru separarea clorurii de amoniu și a bicarbonatului de sodiu în procesul de fabricație a sodei calcinate, separarea criolitului de cărbune și aluminiu, purificarea aerului și apei de bacterii și particule solide; separarea între ele a diferitelor tipuri de bacterii; purificarea mustului de vin; separarea particulelor solide din soluția de zahăr; separarea diferitelor tipuri de semințe. În ultimul timp au apărut și se dezvoltă flotația ionilor, moleculelor și electroflotația [2].

Flotația ionilor și moleculelor de asemenea se realizează cu ajutorul bulelor de aer în prezența reactivilor însă ea este destinată extragerii componenților superficial-activi din soluții [3].

Acest procedeu se bazează pe introducerea în soluție a compușilor superficial-activi care se fixează la suprafața bulelor de aer și în același timp fixează și ionul componentului ce trebuie extras din soluție.

În cazul electroflotației, flotația particulelor fine și foarte fine are loc în prezența bulelor de hidrogen și oxigen rezultate în procesul de electroliză a apei.

Procedeul actual de flotație dezvoltat mai intens în ultimii 50—60 de ani a parcurs o dezvoltare complexă de-a lungul anilor.

Ideea folosirii flotației a apărut în a doua jumătate a secolului XIX fiind legată de acumularea unor importante cantități de metale neferoase în sterilele rezultate la uzinele de preparare prin procedee gravitaționale a acestor minereuri.

Procedeul de flotație a parcurs trei etape istorice de dezvoltare: flotația în ulei, flotația peliculară și flotația cu spumă.

Flotația în ulei se bazează pe însușirea ce o au unele uleiuri de a acoperi selectiv particulele de sulfuri, grafit. Prin agitarea tulburelii particulele de sulfuri, grafit acoperite cu ulei se lipesc împreună formînd agregate mari. Greutatea specifică redusă a uleiului (> 1) favorizează plutirea acestor agregate la suprafața tulburelii.

Mineralele de gangă, de preferință umectate de apă și nu de ulei, rămîn în tulbureală în stare dispersată.

Acest procedeu a fost propus în 1860 în Anglia pentru îmbogățirea unui minereu cu sulfuri, dată considerată oficială pentru apariția flotației ca procedeu de concentrare a substanțelor minerale utile.

Consumul mare de ulei (petrol) a făcut ca flotația în ulei să nu-și găsească aplicare industrială.

*Flotația pelicular*ă se bazează pe însușirea mineralelor hidrofobe de a pluti la suprafața apei. Dacă se adaugă cu atenție un strat subțire de minereu măcinat uscat ce conține minerale hidrofobe (sulfuri, grafit) și minerale hidrofile, atunci primele vor pluti, iar celelalte se vor scufunda spărgînd pelicula superficială.

Productivitatea redusă a aparatelor și instabilitatea procesului au făcut ca și acest procedeu să nu-și găsească răspîndire industrială.

Flotația cu spumă în dezvoltarea sa a cunoscut perioade diferite ce se deosebesc în principal prin modul de dozare a aerului în tulbureală, printre care subliniem:

— descompunerea chimică a carbonaților din minereu (sau adăugați în minereu) sub acțiunea acidului sulfuric, ca rezultat formîndu-se bule de bioxid de carbon;

— degajarea bulelor ca urmare a dizolvării în apă a aerului absorbit cu ajutorul vacuumului, procedeu ce a subliniat posibilitatea folosirii gazelor pentru flotație;

— absorbția și dispersarea aerului prin agitarea energică a tulburelii, procedeu la care flotația decurgea cu consumuri mult mai reduse de ulei (0,1% raportat la greutatea minereului).

Acest procedeu combinat cu dozajul reactivilor de flotație apăruți ulterior a pus bazele actualului procedeu de flotație cu spumă.

Progresele ulterioare s-au datorat perfecționării aparaturii de flotație și introducerii reactivilor sintetici în flotație, printre care: introducerea ca spumant a uleiului de pin în 1909, folosirea sulfurii de sodiu pentru sulfurarea mineralelor oxidate în 1905, dozarea sulfatului de cupru pentru activarea blendei în 1913, dozarea sărurilor de crom pentru depresarea galenei în 1912, dozarea cianurii de sodiu și a sulfatului de zinc pentru depresarea blendei în 1922, dozarea varului pentru depresarea piritei în 1917 și extinderea flotației în mediu alcalin începînd cu anul 1922. O etapă importantă pentru flotație o constituie folosirea în 1924 a săpunurilor pentru flotația minereurilor nesulfurice, a xantaților pentru flotația sulfurilor în 1924, a ditiofosfaților în 1926.

12.2. Fazele componente ale tulburelii de flotație

Tulbureala de flotație este formată din particule minerale solide, apă și aer. Procesul de flotație este rezultatul fenomenelor ce decurg la interfața fazelor solidă, lichidă și gazoasă.

Însușirile fiecărei faze influențează rezultatul flotației.

Faza lichidă poate fi diferită, însă de regulă se folosește apa. Procesele de aderare a mineralelor la bula de aer, însușirile fizico-chimice ale suprafeței mineralelor și ale reactivilor folosiți sînt în strînsă legătură cu însușirile apei.

Repartizarea asimetrică a atomilor de hidrogen în molecula de apă determină o discordanță între centri de greutate ai sarcinilor pozitive și negative ale moleculei, conferindu-i acesteia un caracter dipolar. Atomii de hidrogen în molecula apei sînt uniți prin legături covalente nesimetrice și pot face legături cu atomul de oxigen ori cu un alt element electronegativ component al altei molecule.

Moleculele apei acționează cu alte molecule precum și între ele. Apa are o mare constantă dielectrică ($D = 81$). Datorită acestui fapt multe substanțe sub acțiunea dipolilor apei se dizolvă, disociază în ioni și se hidratează. Hidratarea diferiților ioni are loc conform figurii 12.1.

Energia de hidratare a ionilor crește odată cu creșterea valenței acestora, iar în categoria ionilor de aceeași valență crește pe măsura reducerii razei ionului.

La dizolvarea mineralelor, energia de hidratare este mai mare decît energia rețelei mineralului, fapt ce conduce la trecerea în soluție a ionilor componenți ai rețelei. Dizolvarea în apă a diverselor minerale depinde de natura

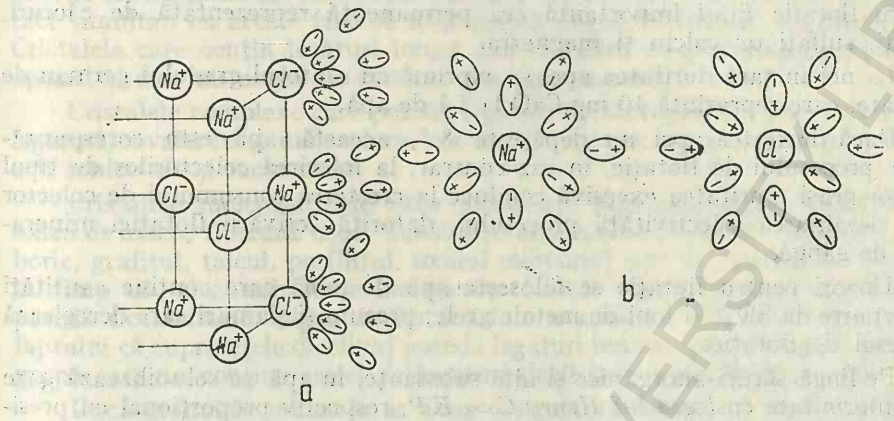


Fig. 12.1 Acțiunea moleculelor de apă: *a* — asupra suprafeței cristalelor cu rețea ionică; *b* —asupra ionilor din soluție (hidratarea ionilor).

acestora. Formarea învelișului de hidrați în jurul moleculei este determinată de polarizabilitatea ei. Moleculele polare se hidratează pe cînd cele apolare au o hidratare redusă.

Moleculele ce conțin grupe polare și apolare (eteropolare) se hidratează în mod diferit.

Hidratarea este un proces exotermic, cantitatea de căldură degajată caracterizînd lucrul mecanic de umectare și tăria de fixare a apei la suprafața mineralelor.

Mineralele se dizolvă atunci cînd energia de hidratare depășește energia rețelei cristaline.

Viteza de dizolvare este în funcție de natura mineralelor, temperatura tulburelii, intensitatea agitării, suprafața specifică a granulelor minerale și compoziția ionică a apei. Dacă soluția conține ioni asemănători cu cei ai mineralului, atunci solubilizarea scade.

Moleculele apei disociază în soluție formînd ioni H^+ (cationi) și OH^- (anioni). $I = [H^+][OH^-]$, produsul ionic al apei este de 10^{-14} la $t = 22°C$.

Logaritmul negativ al concentrației ionilor de hidrogen este *p*H-ul, valoare ce are o deosebită însemnătate în procesul de flotație.

În flotație se folosește apă naturală în care sînt prezenți diferiți ioni de Na^+, Ca^{2+}, Mg^{2+}, K^+, Cl^-, SO_4^{2-}, CO_3^{2-}, precum și ioni de metale grele Cu^{2+}, Pb^{2+}, Zn_n^{2+}, Fe^{2+} ș.a. În funcție de influența ce o au asupra tehnologiei de flotație, ionii prezenți în apă pot fi indiferenți ori cu acțiune specifică.

Noțiunea de indiferenți este relativă. Astfel, la prepararea minereurilor de cupru ori cu sulfuri polimetalice nu s-a constatat influența ionilor de K^+

și Na^+, pe cînd în situația flotației feldspaților cu acizi grași prezența acestora deranjează procesul. Anionii de SO_4^{2-}, CO_3^{2-} ș.a. au influență slabă asupra flotației minereurilor polimetalice.

Impuritățile cu acțiune specifică sînt în primul rînd cele ce determină pH-ul, care trebuie în mod riguros controlat. Prezența ionilor de calciu și magneziu conferă apei duritate. Deosebim duritate temporară și permanentă, pentru flotație fiind importantă cea permanentă reprezentată de cloruri, silicați, sulfați de calciu și magneziu.

La noi în țară duritatea apei se exprimă cu ajutorul gradului german de duritate, care reprezintă 10 mg CaO la 1 l de apă.

Dacă duritatea apei nu depășește 8 °, această apă este corespunzătoare procesului de flotație, în caz contrar, la folosirea colectorilor de tipul acizilor grași, duritatea excesivă conduce la creșterea consumului de colector și la deranjarea selectivității procesului, datorită activării flotației mineralelor de gangă.

Uneori pentru flotație se folosește apă de mină care conține cantități importante de SO_4^{2-} și ioni de metale grele, precum și șlamuri care dereglează procesul de flotație.

Pe lîngă săruri anorganice și alte substanțe, în apă se solubilizează gaze în conformitate cu *legea lui Henry* $C = KP$, respectiv proporțional cu presiunea parțială a gazului asupra lichidului.

Procesele de dizolvare și absorbție a gazelor de către apă decurg lent. Ca să ajungă la echilibru cu presiunea sa parțială în atmosferă conținutului de gaze îi trebuie un timp determinat, durată ce poate fi scurtată prin agitare. Acest fapt are o importanță deosebită pentru flotație.

Toate substanțele dizolvate în apă într-o măsură ori alta influențează flotația.

Faza solidă — mineralele. Comportarea mineralelor în procesul de flotație este determinată de structura lor. Prin structură înțelegem repartizarea spațială a atomilor, ionilor, ori moleculelor cristalului.

Asupra însușirilor de flotație a mineralelor o influență deosebită o are structura cristalelor care determină compoziția suprafeței granulelor, direcțiile de fracturare sau clivaj, respectiv măcinabilitatea lor.

Gaudin [4] a clasificat mineralele după flotabilitate luînd în considerare prezența concomitentă pe suprafața mineralelor a electronilor de valență, a unor atomi vecini și prezența sarcinilor la atomi și grupe de atomi, arătînd că flotabilitatea naturală a mineralelor este influențată de existența unor suprafețe produse prin fracturare sau clivaj fără ruperea legăturilor interatomice sau a altor legături în afară de cele reziduale (de tip *Van der Waals*). Lipsa flotabilității corespunde cazului cînd toate suprafețele produse pe cale naturală prezintă legături ionice în cantități mai mari decît o anumită valoare limită.

Gaudin împarte cristalele din punctul de vedere al flotabilității în cristale atomice și moleculare care posedă legături reziduale (cristale formate din atomi și molecule între care apar legături *Van der Waals)*, cristale metalice, care au structură infinită, constituite din rețele de cationi printre care circulă

electroni, cristale ionice, care posedă de asemenea structuri infinite formate prin asocierea anionilor și cationilor și cristale combinate în care se combină legături covalente și reziduale pentru a da structuri infinite în una, două sau trei dimensiuni.

Suprafețele cristalelor care conțin legături reziduale sînt neionice și practic sînt indiferente la adeziunea apei sau aerului, ceea ce face ca în contact simultan cu aceste faze să formeze un unghi de contact diferit de zero. Cristalele care conțin legături ionice sau metalice au preferință pentru faza apoasă și dau un unghi de contact apropiat de zero.

Cristalele complexe care posedă legături de hidrogen sau cele care posedă legături covalente și moleculare sau de alt tip pot avea suprafețe naturale atît ionice cît și moleculare.

Cristalele moleculare ale unor substanțe organice, sulful, realgarul și oxizii de arsen, flotează ușor. Substanțe anorganice în formă de foițe (acidul boric, grafitul, talcul, porfilitul, oxidul mercuric) sînt de asemenea flotabile, în timp ce alte substanțe anorganice foioase (mica, argila, cloritele) nu posedă flotabilitate. Lipsa de flotabilitate a acestora din urmă se datorește faptului că suprafețele de clivaj posedă legături ionice, spre deosebire de prima grupă care nu conține astfel de legături decît într-o proporție redusă.

Dacă granulele minerale ar avea o structură cristalină ideală, problema flotabilității ar putea fi ușor rezolvată, avînd în vedere faptul că majoritatea mineralelor posedă proprietăți semiconductoare, deci capacitatea lor de adsorbție ar putea fi dirijată. În practică însă lucrăm cu minerale care în mod normal nu sînt constituite din cristale ideale, rețelele lor prezentînd imperfecțiuni ale periodicității alternanței dintre nodurile anionice și cationice, pot include atomi superstoichiometrici, impurități atomice, incluziuni de minerale, dislocații, ceea ce fac ca suprafețele lor să fie eterogene la fel ca și energia lor.

Starea energetică a mineralului este determinată de nivelul Fermi al electronilor aparținînd mineralului. Dacă nivelul Fermi este ridicat, transferul de electroni se desfășoară către faza lichidă, la nivel scăzut transferul se produce de la faza lichidă către suprafața mineralului, ceea ce conduce la mărirea cantității de ioni adsorbiți de către mineral. Acest fapt prezintă o importanță deosebită deoarece valoarea nivelului Fermi poate fi modificată atît prin folosire de reactivi cît și prin procedee fizice (mărirea temperaturii, iradiere, bombardare cu ioni sau electroni, sub acțiunea cîmpurilor electrice, prin modificarea fineței de măcinare etc.).

Transferul de electroni pe suprafața solid-lichid mai este determinat și de concentrația de electroni liberi (n), sau de goluri pozitive (p) și raportul dintre aceștia. Reactivii anionici vor fi puternic adsorbiți dacă se produce un transfer de electroni de la anion către rețeaua cristalului. Transferul se va produce evident către nodurile cationice ale rețelei și în locurile în care se găsesc goluri de electroni în rețea.

Schimbările izomorfe ce au loc în procesul de formare a mineralelor, de asemenea, afectează comportarea acestora în flotație. În aceste schimbări rețeaua cristalină rămîne neschimbată, are loc însă frecvent intrarea în rețea a unui ion cu valență superioară în locul unuia cu valență mai mică, înlo-

cuire ce conduce la creșterea energiei rețelei, a energiei de suprafață, și la reducerea solubilizării.

Impurități izomorfe se constată la multe minerale. De exemplu în blendă ionul de zinc frecvent este înlocuit prin ionul de fier; în wolframit ionul de fier este înlocuit prin ionul de mangan; în apatită ionul de calciu este înlocuit prin pămînturi rare. Impuritatea izomorfă influențează într-o măsură importantă flotația.

Este cunoscută flotabilitatea diferită a blendelor în funcție de conținutul de fier, iar prezența chiar a unor cantități reduse de ioni de cupru în blende crește flotabilitatea acestora.

Asupra flotației au influență negativă impuritățile mecanice prezente în minerale sub formă de incluziuni disperse, concreșterile reciproce de minerale care nu pot fi complet dezasociate în procesul de măcinare, fapt pentru care suprafața rezultată se prezintă sub formă de microsectoare care se comportă diferit în contact cu reactivii de flotație.

Faza gazoasă. Aerul constituie parte componentă a tulburelii de flotație. Dintre componenții aerului O_2 și CO_2 se dizolvă cel mai bine, rolul principal în chimismul procesului de flotație revenindu-i oxigenului, a cărui acțiune, de exemplu în cazul sulfurilor, constituie condiție obligatorie pentru decurgerea procesului, fiind însă necesară o acțiune de scurtă durată, care să permită apariția unor valențe libere capabile să acționeze cu reactivii.

Solubilitatea aerului este în funcție de presiunea parțială, de temperatură și concentrația din soluție a altor componente. După legea lui *Henry*

$$C = KP$$

în care: P este presiunea parțială a aerului din bulă;
K — constanta ce depinde de proprietățile gazului și de temperatură;
C — concentrația aerului dizolvat în faza lichidă.

Presiunea în bulă se mai determină și din relația:

$$P = P_1 + \frac{2\sigma_{a,l}}{R_{min}}$$

în care: P_1 este presiunea în lichidul ce înconjoară bula;
$\sigma_{a,l}$ — tensiunea superficială la interfața aer-lichid;
R_{min} — raza minimă a bulei

de unde:

$$R_{min} = \frac{2\sigma_{a,l}}{P - P_1}$$

unde: $P - P_1$ este diferența de presiune.

Din relația de mai sus rezultă că pentru formarea de bule mici este necesară reducerea tensiunii superficiale la interfața aer—lichid ($(\sigma_{a,l})$ și creșterea diferenței de presiune $P—P_1$. Bulele de aer din tulbureala de flotație au un înveliș de apă cu tensiunea superficială $\sigma_{a,l}$. Acest înveliș este elastic și stabil din punct de vedere mecanic, în special cînd în tulbureală se dozează și substanțe tensioactive. În interiorul bulei se creează un excedent de presiune

$$P = \sigma_{a,l}\left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2}\right)$$

în care: R_1 și R_2 sînt razele curburii a două secțiuni principale ale bulei.

La ciocnirea a două bule de aer cu razele r_1 și r_2, pelicula de lichid dintre ele intră sub excedent de presiune și dacă ea nu suportă această presiune, bulele se vor contopi.

Probabilitatea contopirii (coalescenței) bulelor depinde de diferența presiunilor din ele, adică

$$\Delta P = 2\sigma_{a,l}\left(\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}\right)$$

Probabilitatea contopirii bulelor de același diametru este mică, de aceea în tulbureală majoritatea bulelor au același diametru.

12.3. Raporturi între faze și rezultatul acestora

12.3.1. Umectarea și actul elementar de flotație

Flotația are loc în faza apoasă, apa fiind în contact permanent cu suprafața mineralelor provoacă dizolvarea parțială a acestora.

Apa formează la suprafața mineralelor un înveliș de hidrați a cărui grosime și structură este în funcție de însușirile fizico-chimice ale suprafeței minerale și care exprimă umectarea acesteia. Cu cît umectarea este mai redusă, cu atît flotația decurge mai bine.

Produsele de dizolvare a unor minerale pot acționa asupra straturilor superficiale ale altor minerale, acționează cu reactivii folosiți pentru flotație, influențînd într-o măsură ori alta mersul și rezultatele flotației.

Activitatea suprafeței mineralelor în raport cu apa și cu reactivii de flotație este determinată de starea energetică a suprafeței, de atomii (ionii) de la suprafața rețelei mineralului care dispun de energie liberă, spre deosebire de cei din volumul rețelei a căror energie se consumă în interacțiunea cu atomii (ionii) vecini.

Energia liberă superficială este determinată de lucrul mecanic ce trebuie cheltuit pentru formarea 1 m^2 de suprafață nouă (J/m^2).

În flotație pe lîngă energia liberă superficială importanță deosebită o are și atracția reciprocă a ionilor și moleculelor lichidului (apei), numită *coeziune* și exprimată prin lucrul mecanic (erg/cm^2) necesar pentru ruperea unei coloane de lichid cu secțiunea de 1 cm^2, în două coloane de aceeași secțiune.

Atracția reciprocă a două faze (de exemplu: apă și mineral) ce are loc la interfață se numește *adeziune*. Atracția manifestată de o fază asupra alteia prin interfață, necesită un consum de energie echivalent cu cel necesar pentru separarea acestor faze. Acest lucru mecanic raportat la suprafața de separație (erg/cm^2), numit lucru mecanic de adeziune, este egal cu suma energiilor superficiale ale ambelor faze, minus energia superficială a interfeței.

În cazul adeziunii dintre apă și mineral, lucrul mecanic de adeziune va fi:

$$W = \sigma_{l,a} + \sigma_{m,a} + \sigma_{m,l}$$

unde $\sigma_{l,a}$, $\sigma_{m,a}$, $\sigma_{m,l}$ sînt tensiunile superficiale la interfețele lichid-aer, mineral-aer și mineral-lichid.

Condiția principală pentru ca apa să ude suprafața mineralului este ca lucrul mecanic de adeziune dintre apă și mineral să fie mai mare decît lucrul mecanic de coeziune a moleculelor apei.

Primul stadiu de acțiune moleculară a apei cu suprafața mineralului este udarea acestuia de către apă.

Ca măsură a udabilității se folosește *valoarea unghiului de contact* θ dat de relația *Young-Laplace* [5]

$$\cos\theta = \frac{\sigma_{m,a} - \sigma_{m,l}}{\sigma_{l,a}}$$

Corpurile hidrofile au un unghi de contact θ mai mic de 90°, iar cele hidrofobe mai mare de 90°. Importanța gradului de hidrofilie asupra flotabilității mineralelor rezultă clar din analiza termodinamică a procesului de adeziune. În mod teoretic, se poate arăta [1] că adeziunea bulelor la suprafața granulelor se produce spontan cînd este îndeplinită condiția:

$$\sigma_{l,a}(1 - \cos\theta) \geqslant 0$$

Din relația de mai sus se constată că flotația se produce cu atît mai bine cu cît unghiul de contact are o valoare mai aproape de 180°. Cînd are loc udarea totală a mineralului, unghiul de contact este egal cu 0° și $\cos\theta = 1$, iar în situația hidrofobiei totale $\theta = 180°$ și $\cos\theta = -1$. Cu cît este mai mare valoarea unghiului de contact, cu atît este mai redusă umectarea corpului solid cu apa. Pornind de la aceasta $\cos\theta$ este considerat *grad de umectare* și se notează cu B: $\cos\theta = B$.

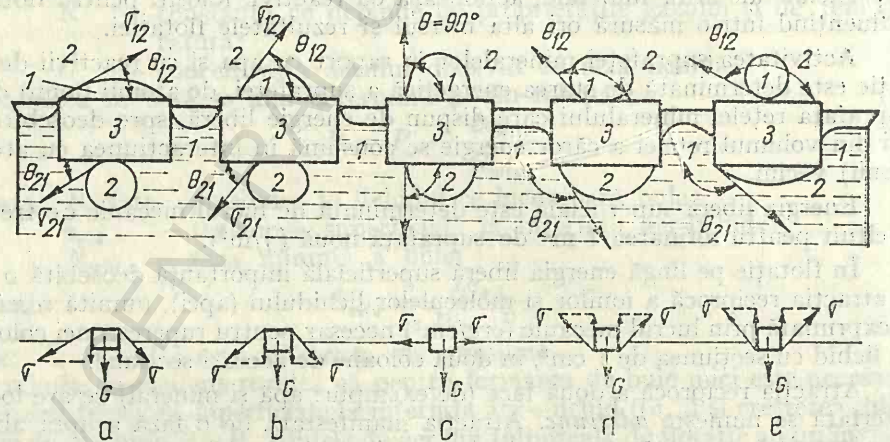


Fig. 12.2. Umectarea mineralelor în prezența apei și aerului: *1* — picătura de apă; *2* — bulă de aer; *3* — particula minerală.

Dacă hidrofilia totală poate avea loc, hidrofobie totală nu există deoarece o oarecare adeziune există totdeauna între două faze în contact. În flotație cînd acționează trei faze: *aer, apă, mineral* schematic se pot prezenta ca în fig. 12.2 unde se observă situații de fixare a mineralelor cu grad diferit de umectare [6].

În apă se introduc minerale *3* pe a căror suprafață șlefuită se toarnă de sus picătura de apă *1*, iar de jos (sub suprafața mineralului în faza apoasă) se introduc bulele de aer *2*.

În figura 12.2, *a* este prezentat mineralul cu umectare aproape totală. Picătura de apă se întinde pe întreaga suprafață și unghiul de contact θ este apropiat de 0, adică $\theta \approx 0$ și $\cos\theta \approx 1$. Corpurile astfel umectate se numesc hidrofile.

Bula de aer *2* introdusă sub apă la șliful mineral fie nu va îndepărta deloc apa, fie va ocupa pe suprafața acestuia o suprafață foarte mică formînd un perimetru trifazic. În cazul cînd $\theta = 90°$ (fig. 12.2, *c*) forțele de flotație sînt îndreptate sub un vector perpendicular cu șliful mineral. În acest caz $B = \cos\theta = 0$, adică ne aflăm în punctul de trecere denumit de inversie.

La figura 12.2, *d* și *e* se prezintă o creștere a unghiului de contact, adică $\theta > 90°$, deci ne aflăm în situația cînd umectarea cu apă este mai redusă comparativ cu acoperirea cu aer. Cînd avem $90° < \theta < 180°$, corpurile solide sînt considerate ca parțial hidrofobe.

Tot în figura 12.2, în partea de jos, se prezintă comportarea granulelor minerale de formă cubică.

În figura 12.2 *a*, *b*, *c* rezultă forțe de flotație direcționate în jos, similare cu forța de greutate *G*, situația în care nu are loc flotația. În figura 12.2, *d* și *e* forțele de flotație sînt direcționate în sus — contrar forțelor de greutate, situație în care granulele de dimensiuni mici nu se scufundă ci vor pluti (vor flota).

Flotația granulelor minerale are loc la unghiuri sub 90°, uneori chiar cu valori de 1—2°.

În realitate, majoritatea mineralelor au forme neregulate, cu înclinări ale suprafețelor laterale în raport cu axa verticală (fig. 12.3).

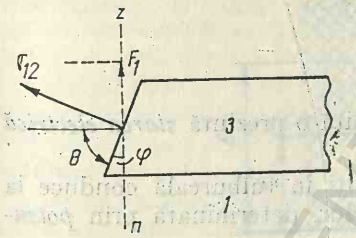


Fig. 12.3. Unghiul de contact θ și unghiul formei φ.

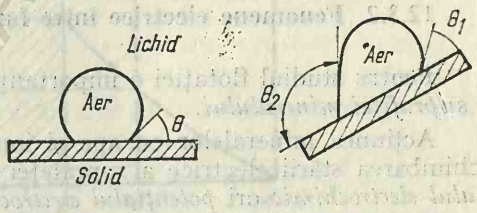


Fig. 12.4. Fenomene de histerezis: θ — unghi de echilibru; θ_1 — unghi de avans: θ_2 — unghi de retenție.

În acest caz la unghiul de contact $\theta < 90°$ (dar la $\theta + \varphi > 90°$) direcția vectorului F_1 nu va fi în jos ci în sus, adică contrar forței de greutate, și deci granula minerală cu $\theta < 90°$ va flota.

Unghiul φ este numit *unghiul formei*, generat de neregularitatea formei granulelor.

Valoarea forței de flotație și posibilitatea de flotație (după *P. A. Rebinder*) este determinată de valoarea *B* ce depinde de natura moleculară

a suprafeței solidului [7], adică de gradul de pregătire a acesteia pentru flotație (determinat prin valoarea unghiului de contact). Capacitatea de flotație a granulelor minerale de formă neregulată, cu colțuri, este determinată de *constanta de flotație* $F = \sigma_{l,a}(1 - B)$.

Pe suprafața orizontală a mineralului aflat în apă (fig. 12.4), bula de aer formează un unghi de contact echilibrat. Dacă mineralul se înclină, atunci perimetrul de fixare a bulei poate rămîne nemișcat, iar valoarea unghiului de contact să se schimbe.

Retenția de mișcare a perimetrului umectat poartă denumirea de histerezis de udare și se măsoară prin diferența dintre valoarea de echilibru și cea reală a udabilității. Histerezisul se datorește pe de o parte frecării dintre lichid și suprafața solidului, iar pe de altă parte relației care există între adeziunea dintre lichid și solid și cea dintre gaz și solid.

Fenomenul de adsorbție modifică mult capacitatea de udare a suprafețelor solidelor și histerezisul de udare. Adsorbția diferitelor substanțe tensioactive pe suprafața solidelor poate modifica esențial unghiul de contact și prin aceasta udabilitatea solidelor, adică umectarea. În condiții de echilibru, umectarea exprimată prin $B_e = \cos\theta_e = \frac{\sigma_{m,a} - \sigma_{m,l}}{\sigma_{l,a}}$ se corectează, ținînd seama de rezistența ce o opune perimetrul umectat (histerezis), respectiv

$$B_e - B = \frac{\varphi}{\sigma_{l,a}} \text{ sau } B = B_e - \frac{\varphi}{\sigma_{l,a}} = \cos\theta - \frac{\varphi}{\sigma_{l,a}}$$

Gradul de umectare B, în condiții de histerezis, este influențat într-o măsură importantă de reactivii folosiți pentru flotație, creșterea acestuia sub influența colectorilor și reducerea lui sub influența depresanților jucînd un rol important în procesul de flotație.

12.3.2. Fenomene electrice între faze

Pentru studiul flotației o importanță deosebită o prezintă *starea electrică a suprafeței mineralului.*

Acțiunea mineralelor cu apa și ionii prezenți în tulbureală conduce la schimbarea stării electrice a suprafeței mineralelor, determinată prin *potențialul electrochimic* ori *potențialul electrocinetic.*

Energia de acțiune a apei cu diferiți ioni ai mineralului este diferită și drept urmare și trecerea ionilor în soluție este diferită. Suprafața mineralului prin trecerea ionilor în soluție capătă sarcină electrică de semn diferit față de sarcina ionilor trecuți în soluție. La suprafața mineralului, sarcina electrică poate apărea și ca rezultat al adsorbției preferențiale a unor ioni cu o anumită sarcină electrică. Apare astfel la suprafață un surplus de ioni cu o anumită sarcină și care formează *sarcina electrică*, adică *potențialul suprafeței fazei solide în raport cu cea lichidă.* Acești ioni se află atît în faza solidă cît și în cea lichidă și se numesc *determinanți de potențial.* Ei pot fi atît în rețeaua mineralului cît și de altă natură, avînd dimensiuni apropiate de ionii din rețea și fiind legați

chimic cu suprafața mineralului. De exemplu, pentru galenă ioni determinanți de potențial pot fi cationul plumb ori anionul sulf.

Creșterea sarcinii electrice a suprafeței îngreunează trecerea din rețeaua cristalină a mineralului în soluție a ionilor de semn contrar. În final se stabilește un echilibru electric între soluție și suprafața solidă, se produce repartizarea spațială a sarcinilor și se formează *stratul dublu electric*, a cărui structură se prezintă în figura 12.5.

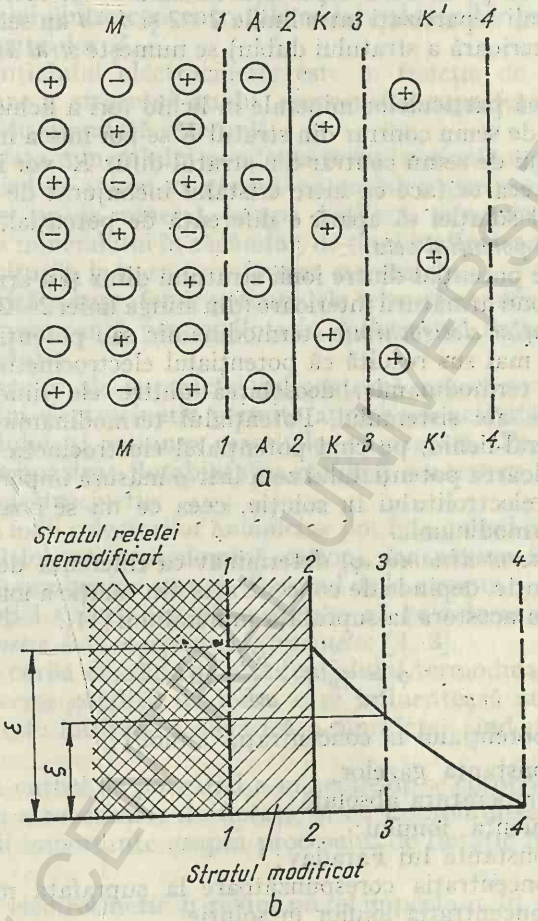


Fig. 12.5. Formarea stratului dublu electric:
a — structură; *b* — schimbarea potențialului electric.

Se presupune că din rețeaua cristalină a mineralului *M* trec în soluție numai cationi, iar suprafața va căpăta sarcină negativă.

După stabilirea echilibrului dintre soluție și faza solidă, în dreapta liniei *1—1* se află anionii mineralului și acest strat va fi încărcat negativ. Această parte a stratului dublu este denumită *armătura interioară* (*A*). Ionii armăturii

A legați de rețeaua cristalină a mineralului sînt repartizați ordonat, iar la mișcarea cristalelor în apă ei se mișcă împreună cu acestea. Linia *2—2* reprezintă limita dintre mineral și soluție apoasă. Stratul parțial de cationi, repartizați în afara acestei limite (stratul *K*), formează *armătura exterioară* a stratului dublu electric (stratul Stern).

Restul cationilor se repartizează în afara liniei *3—3*.

Datorită mișcării moleculare, repartizarea lor nu este ordonată, iar concentrația lor scade pe măsura depărtării de linia *3—3*. Acest strat de ioni de semn contrar (ionii repartizați între liniile *2—2* și *4—4* au semn contrar ionilor din armătura interioară a stratului dublu) se numește *strat difuz* (stratul *K'* — stratul Gouy).

Prin mișcarea particulelor minerale în lichid (ori a lichidului în raport cu mineralul), ionii de semn contrar din stratul *K* se vor mișca împreună cu mineralul, pe cînd ionii de semn contrar din stratul difuz *K'* vor întîrzia în mișcare față de primii, ceea ce face ca între cristalul înconjurat de straturile de ioni *A* și *K*, și restul soluției să apară o diferență de potențial, numită *potențial electrocinetic* sau *potențial zeta*.

Diferența de potențial dintre ionii stratului difuz și a armăturii exterioare pe de o parte și ionii armăturii interioare (din stînga liniei *2—2*) pe de altă parte se numește *potențial electrochimic* (termodinamic sau potențial total).

Din cele de mai sus rezultă că potențialul electrocinetic reprezintă parte din potențialul termodinamic, deosebirea dintre ele fiind aceea că apar în locuri diferite ale sistemului. Potențialul termodinamic apare la limita suprafeței: mineral-lichid, pe cînd potențialul electrocinetic la limita de alunecare *3—3*. Valoarea potențialului zeta într-o măsură importantă este funcție de concentrația electrolitului în soluție, ceea ce nu se poate spune referitor la potențialul termodinamic.

Potențialul termodinamic φ, determinat ca diferența de potențial dintre faza solidă și soluție, depinde de concentrația din soluție a ionilor determinanți și de concentrația acestora la suprafața mineralului [11].

$$\varphi = \varphi_0 + \frac{RT}{nF} \ln \frac{Co}{C}.$$

unde: φ_0 este potențialul la concentrația 1 mol/l;
R — constanta gazelor;
T — temperatura absolută;
n — valența ionului;
F — constanta lui Faraday;
C — concentrația corespunzătoare la suprafața mineralului.
C_0 — Concentrația ionilor în soluție.

Potențialul electrocinetic, ζ, se determină după viteza de mișcare a particulelor v în cîmp electric, cu intensitatea E:

$$\zeta = \frac{4\pi\eta v}{DE}$$

unde: η este viscozitatea lichidului;
D — constanta dielectrică a lichidului.

Valoarea potențialului electrocinetic este în funcție de tăria ionică a substanțelor prezente în soluție

$$\zeta = a - b \lg \mu$$

unde: a, b sînt constante;

$\mu = \frac{1}{2}(C_1Z_1^2 + C_2Z_2^2 + \ldots\ldots C_nZ_n^2)$ — tăria ionică a soluției, adică semisuma produsului dintre concentrațiile molare ale ionilor prezenți în soluție C și pătratul valenței lor Z.

Semnul potențialului electrocinetic este în funcție de semnul sarcinii armăturii interioare a stratului dublu, respectiv a suprafeței și are valoarea nulă cînd sarcina de suprafață este nulă.

Cînd la suprafața mineralului ponderea revine cationilor, potențialul va fi pozitiv, iar surplusul de anioni va genera potențial negativ. Semnul sarcinii suprafeței aceluiași tip de mineral, în apa distilată, diferă în funcție de condițiile de formare a mineralului în zăcămînt, de tipul ionilor ce au avut ponderea în soluțiile ori topiturile în care s-au format mineralele.

Sarcina electrică a suprafeței, potențialele termodinamice și electrocinetic prezintă o mare importanță pentru flotație, influențînd acțiunea mineralelor cu reactivii de flotație.

Însușirile electrice ale suprafeței influențează umectarea. Determinarea valorii potențialului electrocinetic permite aprecierea activității de flotație a suprafeței mineralului, și acțiunea reactivilor cu aceasta. Pe o serie întreagă de minerale s-a demonstrat flotabilitatea maximă a acestora la valori minime ale potențialului electrocinetic.

S-a stabilit că ionii colectorilor anionici se pot fixa numai în acele locuri ale suprafeței mineralelor unde predomină cationi, iar pentru ionii colectorilor cationici trebuie să predomine anioni. Pornind de la aceasta s-a propus, pentru aprecierea absorbției reactivilor pe minerale, să se folosească termenul — *coeficient electrocinetic* sau *indicator electrocinetic* [4, 8].

Stabilindu-se curba de variație a potențialului termodinamic sau electrocinetic pentru diverse condiții de lucru care influențează starea suprafeței, se poate ști care este încărcarea electrică a suprafeței, cînd și în ce condiții se modifică ea.

Dacă variația curbei de potențial a mineralelor se coroborează cu capacitatea de adsorbție a reactivilor de flotație și cu flotabilitatea mineralelor, se pot trage concluzii importante asupra procesului de flotație în prezența reactivilor ionizabili.

Potențialului electrocinetic îi revine un rol important în subțierea și distrugerea filmelor de lichid dintre bula de aer și suprafața mineralului.

12.3.3. Adsorbția

În soluțiile apoase concentrația diferitelor substanțe la suprafață și în volum este diferită. Modificarea concentrației componentului la suprafață, comparativ cu concentrația volumică, se numește *adsorbție*.

Spontan în stratul de suprafață se concentrează acei componenți care reduc tensiunea superficială.

Asemenea substanțe se numesc *tensioactive*. Adsorbția însoțită de creșterea concentrației în stratul superficial se consideră pozitivă. Dacă componentul dizolvat crește tensiunea superficială a apei, atunci concentrația spontană a acestei substanțe în stratul superficial este mai mică decît în volum și adsorbția este negativă.

Procesul de adsorbție, cantitativ, se exprimă prin relația lui *Gibbs:*

$$\Gamma = -\frac{C}{RT}\left(\frac{d\sigma}{dC}\right)$$

în care: Γ este excesul superficial al componentului comparativ cu concentrația lui în soluție:

C — concentrația componentului;
R — constanta gazelor;
T — temperatura absolută;
σ — tensiunea superficială a soluției.

Din relația de mai sus rezultă că atunci cînd tensiunea superficială se reduce, $\frac{d\sigma}{dC}$ are valoare negativă, adsorbția este pozitivă, și invers.

Majoritatea compușilor anorganici în soluții apoase se adsorb negativ. Substanțele organice cu polaritate mixtă, de regulă, sînt tensioactive, activitatea de adsorbție a lor este în funcție de lungimea radicalului hidrocarburic.

Toate procesele de adsorbție sînt determinate de forțe chimice (ionice, covalente, metalice) și forțe fizice (forțe *Van der Waals*). Deosebirile dintre forțe determină specificul adsorbției fizice ori chimice. Astfel, în cazul adsorbției fizice substanța adsorbită și rețeaua cristalină a mineralului reprezintă două sisteme chimice independente, la adsorbția chimică substanța adsorbită și rețeaua cristalină, energetic, reprezintă un întreg unitar. Adsorbția chimică este însoțită de trecerea electronilor atomului adsorbit spre rețeaua cristalină, pe cînd în cazul adsorbției fizice legătura cu rețeaua cristalină se realizează prin forțele *Van der Waals*. Din această deosebire principală, dintre adsorbția fizică și chimică, decurg și alte deosebiri: adsorbția chimică se caracterizează prin legătură puternică determinată de o valoare ridicată a energiei de adsorbție, selectivitate mai pronunțată, coeficient termic ridicat ș. a.

Pentru flotație interesul principal îl prezintă procesele de adsorbție ce au loc pe cristale heteropolare, în care se încadrează majoritatea mineralelor, procese ce se pot împărți în:

— chemosorbție și reacția chimică eterogenă;
— adsorbție ionică primară;
— adsorbție ionică secundară.

Chemosorbția și reacția chimică eterogenă. Prin *chemosorbție* se înțelege procesul de acumulare la interfața solid-lichid a ionilor, determinat de raportul dintre produsul de solubilitate a adsorbantului și al compusului ce se formează sub acțiunea substanței adsorbite, raport determinat de *regula Paneth-Fajans Hahn*. Combinațiile ce se formează în cazul chemosorbției din ioni adsorbți și ioni ai rețelei cristaline sînt germeni ai unei noi faze, ce se formează ca rezultat

al reacției chimice eterogene în condițiile realizării concentrației corespunzătoare produsului de solubilitate a noii combinații.

Rezultă deci că chemosorbția este o fază premergătoare necesară în formarea prin reacție chimică eterogenă a unei noi combinații. Trecerea de la chemosorbție la reacție chimică eterogenă nu necesită o schimbare bruscă a condițiilor mediului.

Atunci cînd acțiunea se limitează la stratul monomolecular, adică în condițiile de chemosorbție, dacă suprafața adsorbantului este chimic omogenă, procesul de adsorbție decurge după *relația lui Langmuir:*

$$a = K \frac{b \cdot c}{1 + b \cdot c}$$

în care: a este cantitatea de substanță adsorbită;
K — cantitatea de substanță corespunzătoare pentru acoperire monomoleculară;
c — concentrația de echilibru;
b — constanta ce caracterizează viteza de adsorbție.

În condițiile trecerii chemosorbției în reacție chimică eterogenă, procesul decurge după *relația lui Freundlich:*

$$\frac{x}{m} = KC^{\frac{1}{n}}$$

în care: x este cantitatea de substanță adsorbită;
m — cantitatea de adsorbant;
C — concentrația de echilibru a substanței ce se adsoarbe;
K și $\frac{1}{n}$ — constante.

Frecvent relația lui *Freundlich* se folosește în formă logaritmică:

$$\lg T = \lg K + \frac{1}{n} \lg C$$

Funcția adsorbției de concentrație avînd formă liniară permite determinarea grafică a constantelor K și n.

Adsorbția ionică primară reprezintă una din formele adsorbției fizice [9] și se poate împărți în: 1) adsorbția ionilor proprii ai mineralului (ori izomorfi cu aceștia), ceea ce schimbă potențialul total al suprafeței: 2) adsorbția altor electroliți determinată de atracția electrostatică a ionilor de semn contrar, ceea ce schimbă potențialul electrocinetic. Adsorbția ionică este un proces reversibil și decurge la concentrații reduse ale electrolitului în soluție.

Are loc în armătura interioară a stratului dublu electric (la suprafața mineralului). La adsorbția primară de schimb are loc adsorbția ionilor capabili să formeze combinații izomorfe cu unul din ionii rețelei cristaline ale mineralului. Prezența unor ioni neizomorfi cu rețeaua practic nu influențează valoarea adsorbției de schimb. Adsorbția primară de schimb se supune *relației Langmuir.* Un exemplu de adsorbție primară de schimb îl constituie activarea

blendei cu ioni de cupru care sînt izomorfi ionilor de zinc în rețeaua cristalină a mineralului.

La adsorbția primară de schimb, de regulă, are loc un schimb neechivalent de cationi sau anioni, datorită capacității diferite a ionilor pentru hidratare, polarizării diferite și surplusului unora față de alții în soluție.

Adsorbția excesivă a unor ioni (peste raportul stoechiometric) determină semnul și valoarea sarcinii suprafeței, numindu-se *adsorbție determinantă de potențial.*

Datorită unei puternice respingeri a sarcinilor necompensate valoarea adsorbției determinante de potențial se limitează la părți de strat monomolecular, de regulă cîteva procente.

Adsorbția determinantă de potențial se supune relației:

$$\Gamma = A + B \lg C$$

în care: Γ — cantitatea de substanță adsorbită;
C — concentrația de echilibru;
A și B — constante.

Un exemplu de adsorbție determinantă de potențial îl poate constitui adsorbția ionilor OH^- pe sulfuri în mediu de var ori hidroxid de sodiu, cînd pe minerale respective se formează hidroxizi, iar la un exces de alcalii se adsoarbe o cantitate mai mare de ioni OH^- decît cei corespunzători cationilor de metal, fapt ce conferă suprafeței o încărcare negativă.

Sarcina negativă a suprafeței poate fi determinată prin măsurarea potențialului de electrod deoarece relația potențial-ioni OH^- este:

$$\Delta E = A - B \lg C_{OH^-}$$

Prin urmare, schimbarea potențialului de electrod va indica valoarea adsorbției determinante de potențial a ionilor de hidroxid.

Adsorbția ionică secundară reprezintă procesul de schimb al ionilor în stratul de suprafață a lichidului (la interfața lichid-solid), mai exact în armătura exterioară a stratului dublu electric. Posibilitatea adsorbției secundare a unuia ori altuia dintre ioni din soluție este determinată de semnul și încărcarea electrică a suprafeței. După regulile adsorbției secundare se pot adsorbi orice ioni de semn contrar cu suprafața. Valoarea adsorbției secundare, de regulă, este echivalentă cu valoarea adsorbției determinante de potențial, iar asupra adsorbției secundare a ionului dat au influență puternică prezența altor ioni de același semn, în special cei cu valența mai mare. Rezultă că adsorbția secundară nu este selectivă cum sînt chemosorbția și adsorbția ionică primară [10].

12.4. Mineralizarea bulelor de aer

Actul elementar de flotație se încheie prin formarea complexului *bulă de aer — particulă de mineral.*

Posibilitatea formării complexului bulă — mineral, viteza de formare, durata existenței depind de mulți factori printre care caracterul acțiunii reac-

tivilor cu suprafața mineralului, udabilitatea mineralului, starea învelișului de apă cu care sînt înconjurate particulele.

Finalizarea actului elementar mai este determinată de condițiile de ciocnire ale particulelor minerale de bulele de aer din tulbureală, de saturarea tulburelii cu aer, dimensiunea particulelor supuse flotației și a bulelor de aer, densitatea tulburelii ș. a.

Fenomenul de aderare instantanee a particulelor minerale la bula de aer este determinat de tendința către minimum a energiei libere superficiale a bulelor de aer și a particulelor minerale.

Particula minerală și bula de aer suspendată în apă, luate separat, posedă o suprafață mai mare și prin urmare energie superficială mai mare, comparativ cu energia rezultată după aderarea particulei la bula de aer. Astfel, la baza aderării stă al doilea principiu al termodinamicii, conform căruia într-un sistem izolat instantaneu decurg acele procese care sînt însoțite de reducerea energiei libere [11].

Pentru lămurirea fenomenului de aderare a particulelor la bula de aer s-au propus două mecanisme: capilar și molecular.

Esența *mecanismului capilar* constă în faptul că prin apropierea particulei minerale de bula de aer, la atingerea unei grosimi determinate a peliculei de apă, datorită instabilității energetice a acesteia, are loc atracția reciprocă dintre bulă și particulă.

Se consideră că înainte de aderare bula de aer are suprafața S_0, rezerva de energie superficială $\sigma_{l,a}S_0$, iar particula minerală are tensiunea superficială $\sigma_{m,l}$. După aderare suprafața bulei la interfața lichid-aer s-a schimbat devenind S_1, aderarea particulei la bula de aer a avut loc pe suprafața S_2, denumită *suprafața de separare solid-aer*.

Energia liberă superficială înainte de aderare este $\sigma_{l,a}S_0+\sigma_{m,l}S_2$, iar după aderare $\sigma_{l,a}S_1+\sigma_{m,a}S_2$.

Aderarea este posibilă dacă

$$\sigma_{l,a}S_1 + \sigma_{m,a}S_2 < \sigma_{l,a}S_1 + \sigma_{m,l}S_2$$

Energia de aderare a bulei și particulei exprimată prin cea necesară pentru desfacerea lor rezultă ca diferență

$$A = (\sigma_{l,a}S_0 + \sigma_{m,l}S_2) - (\sigma_{l,a}S_1 + \sigma_{m,a}S_2) =$$

$$= \sigma_{l,a}(S_0 - S_1) + S_2(\sigma_{m,l} - \sigma_{m,a})$$

Deoarece

$$\sigma_{m,l} - \sigma_{m,a} = \sigma_{l,a} \cos \theta$$

$$A = \sigma_{l,a}[(S_0 - S_1) - S_2 \cos \theta]$$

Energia de aderare considerată pe unitate de suprafață va fi

$$W = \frac{A}{S_2} = \sigma_{l,a}\left[\left(\frac{S_0 - S_1}{S_2}\right) - \cos\theta\right]$$

Avînd în vedere că, de regulă, bula de aer este mai mare decît particula minerală se poate considera $S_0 - S_1 \cong S_2$ și atunci energia de aderare va fi:

$$W = \sigma_{l,a}(1 - \cos \theta)$$

Rezultă că reducerea energiei superficiale a sistemului este mai mare cînd unghiul de contact este mai mare (adică cu cît este mai hidrofobă suprafața mineralului) și probabilitatea aderării mineralului la bula de aer, de asemenea, este mai mare.

Cu toată relația care există între aderare și valoarea unghiului de contact, aceasta nu se poate absolutiza deoarece asupra aderării, în cazul flotației, mai au influență mulți alți factori.

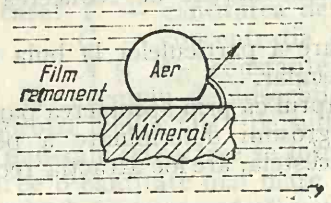


Fig. 12.6. Schema ruperii peliculei de apă dintre mineral și bula de aer.

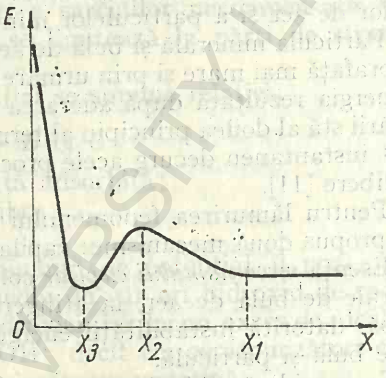


Fig. 12.7. Relația dintre energia liberă superficială și grosimea peliculei de apă.

După A. N. Frumkin cunoașterea energiei superficiale la limita de separare a celor trei faze este insuficientă pentru lămurirea mecanismului de aderare a particulei minerale la bula de aer [12]. El a arătat că limita de separare solid-aer în mediu de apă nu este urcată și că la apropierea bulei de aer și a mineralului, pelicula de apă dintre ele se subțiază pînă la grosimea de cîteva molecule (fig. 12.6).

Cînd pelicula de apă ajunge la o oarecare grosime, datorită instabilității energetice a ei, are loc atracția dintre mineral și bula de aer.

Variația energiei libere superficiale E în funcție de grosimea peliculei de apă x se prezintă în figura 12.7.

La apropierea particulei minerale și bulei de aer la distanța $x_2 < x_1$ (sub 0,1 microni) are loc o creștere a energiei libere. De aici rezultă că reducerea spontană a grosimii peliculei în diapazonul de la x_1 la x_2 nu poate avea loc deoarece procesele spontane decurg numai dacă sînt însoțite de reducerea energiei libere.

Rezultă că există o oarecare barieră energetică care împiedică aderarea spontană dintre particulă și bula de aer. Această barieră, în condițiile reale ale tulburelii de flotație, este învinsă datorită energiei cinetice a particulelor și datorită curenților turbionari.

Apropierea în continuare a particulei și bulei de la x_2 la x_3 are loc spontan deoarece se reduce energia superficială. Această apropiere se termină prin ruperea peliculei de apă și aderarea particulei minerale la bula de aer sub acțiunea forțelor moleculare.

Ruperea peliculei începe la grosimea ei între 100 și 1 micron, iar între suprafața mineralului și a bulei de aer se formează o suprafață de contact, acoperită cu o peliculă remanentă de apă cu energie de la x_3 la 0.

Între grosimea peliculei remanente de apă și hidrofobitatea particulelor minerale există o relație determinată: *cu cît este mai mare hidrofobitatea particulei, cu atît este mai subțire pelicula remanentă de apă și cu atît este mai bruscă trecerea curbei de la x_2 la x_3.*

Tăria de aderare (fixare) a particulei la bula de aer în punctul x_3 este determinată de faptul că ruperea ei este însoțită de creșterea energiei libere superficiale și așa cum s-a mai arătat un asemenea proces spontan nu poate avea loc. Desprinderea particulei aderate la bula de aer mai este împiedicată și de creșterea unghiului de contact datorită histerezisului de udare.

În condițiile reale ale tulburelii de flotație apar forțe care tind să desprindă particula minerală fixată pe bula de aer (forțele de frecare, forța de greutate a particulei, forțele de inerție).

Pentru a contracara acțiunea acestor forțe, ca particula minerală să nu se desprindă de bula de aer, aceasta trebuie să se fixeze destul de puternic.

Forța de aderare F_a cu care bula de aer este reținută de suprafața mineralului (fig. 12.8) acționează pe perimetrul suprafeței de contact.

Forța de aderare F_a va fi egală cu produsul dintre valoarea acestui perimetru $\pi\ d$ și componenta verticală a tensiunii superficiale $\sigma_{l,a}$ sin θ care atrage suprafața mineralului către bula de aer

$$F_a = \pi d \sigma_{l,a} \sin \theta$$

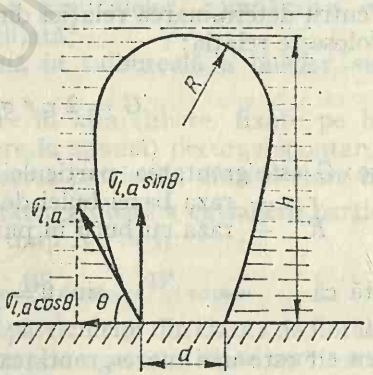


Fig. 12.8. Schema aderării bulei de aer la suprafața mineralului.

unde: d este diametrul suprafeței de contact mineral-bulă;
$\sigma_{l,a}$ — tensiunea superficială la interfața lichid-aer;
θ — unghiul de contact.

Forța hidrostatică de ridicare a bulei de către lichid, respectiv forța de rupere după *legea lui Arhimede* este

$$F_{rup} = Vg\rho$$

în care: V este volumul bulei;
g — accelerația gravitației;
ρ — densitatea lichidului.

De reținut că presiunea din interiorul bulei este mai mare decît presiunea hidrostatică a lichidului înconjurător, diferența fiind

$$\frac{2\sigma_{l,a}}{R} - hg\rho$$

unde: h este înălțimea bulei.

Presiunea aerului în toate sectoarele bulei este similară; iar presiunea apei la baza bulei crește comparativ cu presiunea la vîrf, cu valoarea presiunii hidrostatice $hg\ \rho$. Această diferență de presiune din interiorul și din afara bulei conduce la apariția unei forțe suplimentare de rupere egală cu produsul dintre suprafața de contact $\frac{\pi d^2}{4}$ și presiunea suplimentară $\frac{2\sigma_{l,a}}{R} - hg\rho$.

Condiția de echilibru a sistemului mineral — bulă de aer în ipoteza capilară de aderare este:

$$F_a = F_{rup}$$

adică

$$\pi d\sigma_{l,a} \sin\theta = Vg\rho + \frac{\pi d^2}{4}\left(\frac{2\sigma_{l,a}}{R} - hg\rho\right)$$

Dacă creștem raza bulei păstrînd valorile θ și $\sigma_{l,a}$, atunci $\pi\ d\ \sigma_{l,a} \sin\theta$ ar crește liniar și $V\ \rho\ g$ ar înregistra o creștere de ordinul trei; de aceea există o valoare critică a diametrului bulei, valoare peste care echilibrul este deranjat și bula se desprinde.

Pentru determinarea relației dintre greutatea particulei și hidrofobitatea ei se folosește relația:

$$G = 2\pi r\ \sigma_{l,a}\left(\sin\theta - \frac{r}{R}\right)$$

în care: G este greutatea particulei minerale;
r — raza bazei bulei de aer (conturul aderării);
R — raza curburii în punctul de înălțime a bulei de aer.

Rezultă că

$$\sin\theta = \frac{G}{2\pi r\sigma_{l,a}} + \frac{r}{R}$$

Deci cu cît este mai mare greutatea particulei minerale ce trebuie flotată cu atît mai mare trebuie să fie unghiul de contact necesar pentru aderarea particulei la bula de aer.

Aderarea mineralelor la bulele de aer este înlesnită de aerul degajat din tulbureală. Prin amestecarea energică a tulburelii, așa cum se produce în mașinile de flotație, se separă din soluție bule de aer foarte mici (microbule), care aderă la suprafața particulelor minerale hidrofobe. Aceste microbule ușurează aderarea bulelor mari la particulele respective, prin coalescența care se produce între bulele mari și microbulele fixate mai înainte la suprafața particulei.

După *ipoteza moleculară* a mecanismului de aderare se consideră că particula minerală aderă la bula de aer prin legăturile hidrocarburice ale mole-

culelor de colectori adsorbite de suprafața mineralului. După această ipoteză particula minerală acoperită cu un strat monomolecular de colector prin ciocnirea cu bula de aer se fixează pe aceasta ca rezultat al pătrunderii capătului apolar al moleculei în interiorul bulei de aer. Această teorie este discutabilă întrucît, unii specialiști o consideră ca un caz particular al ipotezei capilare.

12.5. Cinetica procesului de flotație

Prin *cinetică* se înțelege schimbarea în timp a indicatorilor procesului de flotație [13]. De regulă, studiul cineticii are în vedere *viteza de flotație* a diferitelor minerale.

În general, în tulbureală fiecare mineral este reprezentat prin particule cu flotabilitate diferită, determinată de dimensiune, forma particulelor, grad de oxidare, activare etc.

Procesul de extragere în concentrat a masei principale de particule prezente în tulbureală este format din mai multe etape: ciocnirea și fixarea particulelor pe bulele de aer, reținerea particulelor pe bule în timpul ridicării acestora în spumă și reținerea în spumă pînă la evacuarea acesteia în concentrat. Pe lîngă acestea mai sînt și particule nefixate pe bule, dar fiind antrenate mecanic de apă trec în spumă de unde pot apoi trece în concentrat.

Deoarece tratarea cineticii flotației pe clase de flotabilitate este deosebit de grea, în tratarea problemei se acceptă următoarele:

1) antrenarea mecanică în spumă a particulelor, comparativ cu cele fixate pe bule, este redusă și poate fi neglijată;

2) trecerea prin depunere din spumă in tulbureală a bulelor supraîncărcate este redusă și poate fi neglijată;

3) trecerea particulelor dintr-o stare în alta (libere, fixate pe bule în tulbureală, fixate pe bule în spumă, libere în spumă) decurge spontan, adică nu se ia în considerare întîrzierea în trecerea particulei dintr-o stare în alta.

Acceptînd cele de mai sus, probabilitatea globală a extragerii particulelor din clasa i de flotabilitate în unitate de timp K_i va fi:

$$K_i = W_{i\ ciocnire} W_{i\ aderare} W_{i\ deplasare} W_{i\ reținere}$$

Prin probabilitatea de ciocnire, $W_{i\ ciocnire}$, a particulelor din clasa i de flotabilitate cu bulele de aer se înțelege o parte din greutatea acestei clase care s-a ciocnit cu bulele în unitate de timp

$$W_{i\ ciocnire} = \frac{dq_{i\ ciocnire}}{Q_i dt}$$

unde: Q_i este greutatea particulelor din clasa i de flotabilitate aflată în tulbureală în mașina de flotație cu acțiune periodică în momentul de timp t sau în sectorul analizat al mașinii cu acțiune continuă;

t — timpul de recoltare a spumei; pentru mașina de flotație periodică acest timp corespunde cu timpul de flotație ($t = \tau$);

pentru mașina de flotație continuă timpul de flotație τ este timpul de trecere a tulburelii de la intrare la ieșirea din mașină, sau la ieșirea din frontul de flotație analizat.

Deoarece colectarea continuă a spumei din orice front al flotației poate avea loc în orice moment, timpul de recoltare a spumei t în mașinile cu acțiune continuă nu depinde de timpul de flotație τ.

$dq_{i\ ciocnire}$ — greutatea particulelor din clasa i ce s-au ciocnit cu bulele in timpul dt.

Probabilitatea de aderare, $W_{i\ aderare}$, va fi raportul dintre greutatea particulelor fixate pe bule și greutatea particulelor ciocnite cu bulele

$$W_{i\ aderare} = \frac{dq_{i\ aderare}}{dq_{i\ ciocnire}}$$

unde: $dq_{i\ aderare}$ este greutatea particulelor din clasa i fixate pe bule în timpul dt.

Probabilitatea deplasării particulelor pe bula de aer, $W_{i\ deplasare}$, va fi raportul dintre greutatea particulelor transportate în spumă și greutatea particulelor fixate pe bule

$$W_{i\ deplasare} = \frac{dq_{i\ deplasare}}{dq_{i\ aderare}}$$

unde $dq_{i\ deplasare}$ este greutatea particulelor din clasa i transportate în spumă în timpul dt.

Probabilitatea reținerii particulelor în spumă, $W_{i\ reținere}$, este raportul dintre greutatea particulelor extrase în concentrat și greutatea particulelor transportate în spumă

$$W_{i\ reținere} = \frac{dq_{i\ extrase}}{dq_{i\ deplasare}}$$

unde dq_i este greutatea particulelor din clasa i extrase în concentrat în timpul dt.

Pentru un minereu dat, la un anumit grad de măcinare, probabilitatea diferitelor etape ale flotației depinde de:

$W_{i\ ciocnire}$ — parametrii mașinii de flotație (cantitatea de aer absorbit, dispersarea lui, intensitatea și caracterul agitării, adîncimea mașinii ș. a.), de prezența substanțelor ce favorizează dispersarea aerului și de concentrația din tulbureală a particulelor flotabile și neflotabile;

$W_{i\ aderare}$ și $W_{i\ deplasare}$ — reactivii ce schimbă hidrofobitatea particulelor, durata lor de acțiune, timpul de staționare a particulelor în tulbureală, dispersarea aerului, intensitatea și caracterul agitării, adîncimea mașinii;

$W_{i\ reținere\ în\ spumă}$ — prezența stabilizatorilor de spumă, existența condițiilor de formare a spumei la suprafața tulburelii, precum și de concentrația din tulbureală a particulelor flotabile.

Luînd în considerare valorile pentru $W_{i\ ciocnire}$, $W_{i\ aderare}$, $W_{i\ deplasare}$ și $W_{i\ reținere}$ atunci probabilitatea extragerii particulelor din calsa i de flotabili-

tate va fi:

$$K_i = \frac{dq_i}{dt\, Q_i}$$

Din cele de mai sus rezultă complexitatea cauzelor care produc fenomenele de flotație, faptul că unele sînt necunoscute, altele nu pot fi determinate și stabilite. Din acest motiv, pentru determinarea vitezei de flotație s-au propus diverse formule empirice. Cea mai răspîndită este *formula Zuniga—Beloglazov*

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = K_1 N\varphi(1-\varepsilon) = K(1-\varepsilon)$$

În această formulă se pornește de la considerentul că viteza de flotație este proporțională cu numărul bulelor de aer N ce străbat tulbureala, cu concentrația particulelor minerale $(1-\varepsilon)$ și cu φ — durata medie a legăturii bulei de aer cu particula minerală ca funcție a hidrofobității acestora.

La valori constante N și φ, după integrare, se obține:

$$\lg \frac{1}{1-\varepsilon} = K(1-\varepsilon)$$

N. Arbiter propune formula:

$$\frac{d\varepsilon}{d\tau} = K(1-\varepsilon)^n$$

în care: constanta n are valoarea 1—6.

S. I. Mitrofanov consideră că φ variază pentru particulele din tulbureală proporțional cu $1-\varepsilon$. În această situație *formula Zuniga—Beloglazov* devine:

$$\frac{d\varepsilon}{d\tau} = K(1-\varepsilon)^2$$

După integrare, rezultă

$$\frac{\varepsilon}{\tau} = K(1-\varepsilon)$$

Valoarea $\frac{\varepsilon}{\tau}$ a fost propusă ca o caracteristică a vitezei de flotație și reprezintă viteza medie de flotație în timpul τ.

Această formulă dă o reproducere destul de bună prin încercări de laborator și industriale.

Sînt însă situații cînd n variază în limita 1 — 6.

Influența timpului asupra flotabilității mineralelor este cel mai bine scoasă în evidență prin *relația lui Huber-Panu:*

$$W = \frac{dm}{dt} = \varphi K(1-m)$$

BCU IAȘI CENTRALA UNIVERSITARĂ LIBRARY

în care: m este extracția de substanță utilă;

t — timpul de flotație;

K — constantă ce depinde de condițiile de lucru (aerație, agitare, geometria celulelor de flotație);

φ — constanta ce depinde de flotabilitatea mineralelor.

Formulele menționate pot fi folosite pentru compararea rezultatelor de laborator sau industriale, însă aceste formule pentru practică nu dau mai mult decît relațiile obținute experimental

$$\varepsilon = f(\tau) \text{ sau } \varepsilon = f(n)$$

în care n este numărul celulelor de flotație.

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Capitolul 13

REACTIVI DE FLOTAȚIE

13.1. Clasificarea reactivilor de flotație

Teoria actului elementar de flotație lămurește numai fixarea particulelor pe bulele de aer, dar nu dă și metodele de reglare a procesului.

Selectivitatea și eficiența procesului se realizează prin dozarea în tulbureală a diferiților compuși organici și anorganici, cu scopul de a schimba într-un diapazon larg însușirile superficiale ale mineralelor, ceea ce face din flotație un procedeu aproape universal de preparare a substanțelor minerale utile.

După funcția ce o îndeplinesc, reactivii se împart în:

1) **reactivi colectori** — substanțe ce se fixează selectiv pe suprafața mineralelor, crește hidrofobitatea lor, reduce timpul de inducție la fixarea pe bula de aer și amplifică tăria de fixare; unii dintre colectori se pot fixa și pe bulele de aer;

2) **spumanți** — substanțe tensioactive ce se fixează pe bulele de aer favorizînd dispersia, stabilitatea și împiedicînd coalescența lor; s-a stabilit, de asemenea, că în anumite condiții spumanții amplifică hidrofobitatea, fixîndu-se pe unele minerale cum ar fi: cărbuni, talc, minerale parțial acoperite de colector;

3) **modificatori (regulatori)** — rolul principal al acestor reactivi este de a crește selectivitatea procesului sau de a crește extracția mineralelor; în această mare clasă de reactivi sînt cuprinse substanțe care acționează asupra mineralelor și bulelor de aer prin schimbarea compoziției fazei lichide și influențînd asupra suprafețelor de interfață aflate în echilibru dinamic. Modificatorii influențează interacțiunea colectorilor cu mineralele, acționînd direct cu suprafața mineralului și favorizînd acestuia acțiunea cu colectorul (acțiunea activantă a modificatorilor) în alte cazuri amplificînd ori creînd hidrofilitatea mineralului (acțiunea depresantă a modificatorilor).

În afara acestei acțiuni ajutătoare colectorilor, modificatorii influențează direct asupra stabilității învelișului polar (apos) ce înconjoară mineralul, schimbînd flotabilitatea acestuia independent de acțiunea colectorului.

După acțiunea lor *reactivii modificatori* se împart în:

— *depresanți* — reactivi care selectiv amplifică ori creează hidrofilitatea mineralului;

— *activanți* — reactivi ce facilitează fixarea colectorului pe mineral, amplificînd ori creînd hidrofobitatea suprafeței:

— *modificatori de mediu* — reactivi ce modifică compoziția ionică a tulburelii, procesele de dispersare și coagulare a șlamurilor, schimbă *p*H-ul tulburelii, creează condiții pentru acționarea colectorilor, activanților și de presanților cu suprafața mineralelor.

Clasificarea reactivilor prezentată este convențională într-o oarecare măsură, deoarece sînt colectori care posedă și însușiri spumante, spumanți cu însușiri colectoare. Modificatorul fiind în anumite condiții depresant poate deveni în alte condiții activant, de aceea este mai corect de spus acțiunea activantă sau depresantă a unuia ori altuia dintre reactivii modificatori.

Reactivii trebuie să răspundă următoarelor cerințe:

— să posede acțiune selectivă în raport cu mineralul ce trebuie flotat ori depresat;

— să aibă acțiune asupra întregului spectru granulometric al mineralelor din tulbureală — și care sînt supuse separării;

— să fie ușor de procurat și acceptabili sub aspectul costurilor, al păstrării;

— să se poată încadra în limitele de toxicitate și să poată fi supuși operațiilor de epurare, operațiilor acceptabile de pregătire și dozare;

— să aibă acțiune stabilită și reversibilă, să permită neutralizarea cînd reactivii dozați în alte operații impun aceasta;

— să faciliteze o spumare moderată;

— să posede compoziție constantă.

13.2. Formele principale de acționare a reactivilor de flotație cu mineralele și bulele de aer

Orice folosire a reactivilor în procesul de flotație duce la fixarea lor pe particulele minerale ori pe bulele de aer. În majoritatea cazurilor fixarea reactivilor atît pe bulele de aer cît și pe particulele minerale are loc prin adsorbția acestora la suprafața de separare, frecvent pe lîngă adsorbție avînd loc și reacția chimică eterogenă.

13.2.1. Acțiunea reactivilor cu mineralele

Este cunoscut faptul că adsorbția este un proces spontan însoțit de reducerea energiei libere a sistemului și de degajare a căldurii. La adsorbția fizică rețeaua cristalină și substanța adsorbită rămîn ca două sisteme independente, pe cînd la adsorbția chimică substanța adsorbită și rețeaua cristalină reprezintă un sistem unitar.

Legătura cu rețeaua cristalină la adsorbția chimică se face prin trecerea de electroni de la atomul adsorbit la rețeaua mineralului, pe cînd la adsorbția fizică, legătura cu rețeaua cristalină se realizează prin forțele de atracție intermoleculare.

Pe lîngă acestea, pentru înțelegerea acțiunii reactivilor cu mineralele, mai trebuie reținut că:

— la adsorbția fizică efectul termic și, prin urmare, tăria legăturii adsorbantului cu ionii ori moleculele adsorbite sînt reduse, pe cînd la chemosorbție au valori mai mari;

— adsorbția chimică comparativ cu cea fizică este mai selectivă, ceea ce prezintă o mare importanță pentru adsorbția reactivilor de flotație;

— pentru adsorbția fizică este caracteristică repartizarea uniformă a reactivilor la suprafața mineralului, pe cînd în cazul chemosorbției, datorită neomogenității suprafeței mineralelor, reactivii se fixează prioritar pe sectoarele cele mai active pentru adsorbție și numai după aceea și pe alte sectoare ale suprafeței.

Procesele chimice în interacțiunea mineralelor cu mulți reactivi colectori și modificatori sînt foarte diferite și joacă un rol deosebit în flotație.

Ca rezultat al fixării reactivilor prin chemosorbție, pe mineral apar compuși chimici de suprafață, dar care nu formează o fază independentă. Chemosorbția are un caracter monomolecular, ea are loc datorită aderării reactivului prin saturarea legăturilor libere de la suprafața mineralului. Ca rezultat, se formează compuși de suprafață ce există numai în complex cu faza solidă la suprafața căreia au apărut.

Analogul volumic al chemosorbției îl reprezintă reacția chimică eterogenă. Ea este precedată de chemosorbție ca stadiu prealabil al procesului care asigură în cazul reactivilor colectori o fixare a acestora cu orientarea grupei hidrocarburice spre faza apoasă, ceea ce conduce la hidrofobitatea mineralului. În cazul modificatorului, ionii acestuia se fixează la suprafața mineralului. Desfășurarea procesului de acțiune chimică prin trecerea acestuia de la situația de suprafață a mineralului la situația de volum, decurge foarte rapid și transformă chemosorbția în reacție chimică eterogenă care independent de tipul reactivului ce acționează cu mineralul are caracter volumic și îi sînt caracteristice constante de echilibru.

Ca rezultat al reacțiilor chimice eterogene apar acoperiri de grosimea mai multor strate ce reprezintă compuși noi formați, răspîndiți mozaical pe suprafața mineralului.

În acțiunea mineralelor cu soluțiile apoase de electroliți, cantitatea electrolitului adsorbit depinde de solubilitate, adsorbția fiind mai puternică cînd solubilitatea este mai redusă.

Adsorbția unor ioni ai soluției depinde de valența lor, de hidratare și de solubilitatea produsului format prin adsorbția lor.

Din compararea adsorbției moleculare a diverșilor electroliți rezultă că ionii H se adsorb mai bine decît ionii metalelor alcaline, iar dintre anionii monovalenți cel mai bine se adsorb ionii OH.

Atunci cînd are loc adsorbția ionică a reactivilor, faza solidă adsoarbe din soluție ioni de un anumit semn, eliberînd de pe suprafață o cantitate echivalentă de ioni de același semn.

În cazul cînd mineralul adsoarbe selectiv din soluție anionul ori cationul reactivului și adsorbția este însoțită de formarea unei diferențe de potențial, respectiv a dublului strat electric, trebuie reținut faptul că în armătura

interioară a dublului strat se adsorb ioni care sînt și în rețeaua cristalină ori dintre aceia care îi pot înlocui, pe cînd în armătura exterioară, adsorbția ionilor nu este condiționată de dimensiunea lor.

Formarea armăturii exterioare a stratului dublu electric are loc în zona straturilor de hidrați care determină umectarea mineralului.

Electroliții care nu conțin ioni determinați de potențial influențează puțin potențialul termodinamic, însă pot schimba brusc pe cel electrocinetic. Asemenea electroliți adsorbindu-se nu schimbă încărcătura armăturii interioare a cărei potențial termodinamic ajunge repede la valoare limită. Potențialul electrocinetic va fi determinat de repartiția contraionilor între armătura exterioară și stratul difuz.

Cu cît în soluție va fi mai mare concentrația ionilor de același semn cu a contraionilor, cu atît mai mulți dintre contraioni vor trece din stratul difuz în armătura exterioară, ceea ce conduce la reducerea valorii potențialului electrocinetic. În anumite condiții practic poate avea loc trecerea totală a contraionilor din stratul difuz în armătura exterioară — stare în care potențialul are valoare zero, adică ne aflăm în starea izoelectrică.

Pentru flotația mineralelor important este că valoarea potențialului electrocinetic, ca și hidratarea suprafeței, sînt determinate de grosimea stratului difuz, a cărui contraioni sînt hidratați.

Adăugarea electroliților ce reduc potențialul electrocinetic reduce grosimea stratului difuz, respectiv reduce hidratarea suprafeței mineralului.

Pentru acțiunea mineralului cu reactivii de flotație important mai este și faptul că la adsorbția specifică ionii adsorbiți pot intra în rețeaua cristalină schimbînd compoziția stratului superficial. Acțiunea cu suprafața mineralului a ionilor fixați în armătura interioară a stratului dublu electric, după caracterul său, nu se deosebește esențial de acțiunea dintre ionii rețelei acestui mineral.

După *regula lui Paneth-Fayans*, adsorbția ionului ce nu intră în rețeaua cristalină a solidului va fi cu atît mai mare cu cît va fi mai redusă solubilitatea produsului format de ionul adsorbit și ionul de semn contrar al rețelei cristaline.

Interes deosebit poate prezenta adsorbția ionilor determinanți de potențial, similari cu ionii rețelei cristaline. În această situație, ionii de același semn adsorbiți duc la o reașezare a rețelei, la apariția unor noi centri de formare a fazei solide și la creșterea acestor centri.

Fenomenul de reașezare a rețelei cristaline lămurește unele situații de depresare a unor minerale folosind reactivi modificatori în compoziția cărora intră ioni de același semn cu ai rețelei cristaline.

Asupra aderării particulelor minerale la bula de aer o influență deosebită o are încărcarea suprafeței particulei.

Concentrîndu-se în dublul strat electric, unii reactivi pot schimba încărcarea particulei, schimbînd într-o direcție ori alta condițiile de fixare a particulei la bula de aer. Rezultă că asupra flotabilității particulei minerale se poate acționa cu ajutorul reactivilor nu numai schimbînd compoziția superficială a mineralului ci și prin schimbarea încărcării electrice a acestuia. Cantitatea totală de ioni ce se adsorb în armătura exterioară va fi în funcție de încărcarea electrică a suprafeței. Deoarece în armătura exterioară se pot adsorbi ioni indiferent de natura lor, de dimensiunea lor sau de valoarea încărcării electrice, compoziția ionilor adsorbiți în armătura exterioară a stra-

tului dublu va depinde de raportul concentrațiilor ionilor prezenți în soluție. Schimbarea însușirilor de flotație ale mineralelor, în cazul adsorbției reactivilor în armătura exterioară a stratului dublu electric, nu poate fi în legătură cu formarea unor compuși greu solubili ci dimpotrivă, cu imposibilitatea formării unor asemenea compuși, motiv pentru care o asemenea adsorbție poate fi considerată ca adsorbție fizică căreia îi sînt caracteristice instabilitatea și reversibilitatea.

Datorită instabilității și reversibilității, în cazul diluării soluției și reducerii concentrației, ionii adsorbiți inițial încep să treacă din armătura exterioară în soluție.

Spre deosebire de adsorbția în armătura exterioară, prin fixarea reactivilor în armătura interioară, fixarea depinde de dimensiunile ionilor, apropierea acestora de dimensiunile rețelei cristaline, de structura și compoziția stratului superficial al mineralului, de solubilitatea compusului format, toate conferind acestei forme de fixare o mare selectivitate, ceea ce are o mare importanță pentru acțiunea reactivilor de flotație.

Fixarea reactivilor sub formă de compuși superficiali are loc la flotarea majorității mineralelor în cele mai diferite condiții. Compușii superficiali se deosebesc de compușii de tip obișnuit, deoarece ei nu constituie o fază independentă și pentru că atomii ori ionii rețelei cristaline participă la formarea compușilor superficiali numai cu o parte din energia lor, cu restul sînt legați în continuare cu alți atomi ori ioni ai rețelei. Ionul sau atomul component al compusului superficial, fiind legat și de rețeaua cristalină, face ca în compusul superficial să nu existe un raport stoechiometric între ioni și atomi. De aceea, compușii superficiali nu trebuie considerați substanțe de o compoziție determinată ci un radical specific fixat la unul din sectoarele suprafeței mineralului și care poate exista numai împreună cu această suprafață. Prin formarea compușilor superficiali crește concentrația unor elemente la limita de separare a fazelor. Procesul de formare a compușilor superficiali este caracterizat ca o chemosorbție, el decurge fără dezagregarea rețelei cristaline deoarece energia acesteia este mai mare decît energia de formare a compușilor superficiali. Formarea compușilor superficiali similar fixării ionilor în armătura interioară a dublului strat electric este determinată de forțele chimice de legătură. Spre deosebire de adsorbția în armătura interioară cînd ionii trebuie să fie similari cu ionii mineralului, sau apropiați ca dimensiune în cazul formării compușilor superficiali, pe rețeaua cristalină a mineralului se pot fixa nu numai ionii ce nu intră în compoziția mineralului ci și acei ce se deosebesc chiar prin altă configurație față de ionii mineralului (ex. fixarea chimică a ionilor de xantat pe galenă).

Spre deosebire de reacțiile de volum, la suprafață condițiile de schimb energetic, stabilitatea și mobilitatea chimică a reactanților, căldura de activare ș. a. sînt diferite. Aceasta împiedică folosirea diferitelor constante ce caracterizează reacțiile volumice pentru estimări cantitative referitoare la formarea compușilor superficiali, atunci cînd chemosorbția nu trece în reacție chimică eterogenă.

Conform concepțiilor mai vechi (*A. Taggart* ș. a.), acțiunea reactivilor cu suprafața mineralelor era determinată de produsul de solubilitate a compusului format la fixare, trebuind ca produsul de solubilitate al acestuia să fie

mai mic decît al mineralului. Datele experimentale în o serie de cazuri nu au confirmat această concepție, deoarece sînt situații cînd flotația are loc cu toate că produsul de solubilitate a compusului format de reactiv cu cationul mineralului este mare și depășește produsul de solubilitate a mineralului. (ex. flotația mineralelor de cupru cu dimetilglioximă, deși compusul format de acest reactiv cu ionii de cupru — dioximină de cupru — are solubilitate mai mare decît cea a mineralului de cupru).

La acțiunea mineralelor cu reactivii în frecvente cazuri se formează pe mineral strate de compoziție diferită. Neomogenitatea suprafeței mineralelor influențează formarea stratelor, și a produșilor insolubili, ca urmare a reacțiilor dintre reactivi și faza solidă are loc nu sub forma unui strat continuu, ci pentru început în unele puncte, de unde se poate extinde. Stabilitatea stratului față de acțiunea mecanică și tăria legăturii stratului cu suprafața mineralului sînt necesare pentru hidrofobizarea suprafeței. Tăria legăturii depinde de densitatea stratului și de raportul structural cu rețeaua cristalină a mineralului, stratele legate structural cu mineralul avînd o legătură bună cu acesta. Mai slab se mențin pe minerale stratele sub formă de lipituri, deoarece acestea au o structură afînată.

La o suficientă cantitate de reactiv fixat, stratele polimoleculare se pot forma la suprafața mineralului și atunci cînd cantitatea de reactiv fixată este mai mică decît cea necesară pentru un strat monomolecular, de aici caracterul mozaical al fixării reactivilor.

13.2.2. Acțiunea reactivilor cu bulele de aer

Purtătorul energiei libere superficiale la interfața apă-aer este stratul monomolecular al moleculelor de apă. Introducerea în apă a substanțelor superficial active conduce la concentrarea lor la interfața apă-aer, procesul fiind o formă de adsorbție fizică. Substanțele adsorbite sînt formate din grupe polare și nepolare, au moment dipolar mare și concentrîndu-se la interfața apă-aer reduc tensiunea superficială a apei. La o concentrație mărită de substanță tensioactivă în soluție, moleculele ei formează la interfață un strat de adsorbție saturat în molecule orientate cu grupa polară către faza apoasă.

În cazul flotației se lucrează cu concentrații reduse de substanțe tensioactive la interfața apă-aer, de aceea moleculele acestor substanțe sînt răspîndite la distanță una de alta, ceea ce nu permite acțiunea dintre radicalii hidrocarburici fapt pentru care se presupune că orientarea lor la suprafața apei nu este perpendiculară, ci în planul stratului superficial, ori sub un oarecare unghi față de acesta. Ca rezultat al interacțiunii dintre grupele polare ale moleculelor substanțelor tensioactive și dipolii apei, aceștia din urmă hidratează aceste grupe creînd în jurul lor un fel de carcasă care asigură o anumită rigiditate stratului superficial de adsorbție, consolidînd acest strat. Stabilitatea stratului de adsorbție a substanțelor tensioactive este însă redusă de mișcarea termică și de marea mobilitate a moleculelor din stratul superficial, ceea ce se reflectă pozitiv asupra proceselor de aderare a mineralelor la bula de aer, de formare a spumei mineralizate.

13.3. Reactivi colectori

Reactivii colectori sînt substanțe organice apolare sau eteropolare care, acționînd cu suprafața mineralului, conduc la hidrofobizarea acesteia și micșorează într-o asemenea măsură stabilitatea învelișului apos ce separă mineralul de bula de aer încît după apariția perimetrului trifazic de umectare are loc aderarea mineralului la bula de aer.

Majoritatea colectorilor se caracterizează printr-o structură complexă a moleculelor eteropolare, formate din partea polară și apolară.

Partea apolară reprezintă un radical hidrocarburic ce practic nu interacționează cu apa. Partea polară în schimb acționează cu apa. La adsorbția pe mineral a substanțelor eretopolare, părțile apolare ale moleculei se orientează către faza apoasă, iar cele polare către mineral, orientare ce asigură hidrofobizarea mineralului. Aspectul grupei polare influențează mult acțiunea colectoare. Tăria legăturii dintre ionul metalului și anionul colectorului crește mult atunci cînd sînt două grupe polare ce ocupă locuri alăturate în molecula reactivului. În acest caz, ionul metalului se va lega de ambele grupe polare ale reactivului formînd compuși greu solubili, avînd loc și o creștere a cantității de reactiv adsorbit și respectiv a hidrofobității.

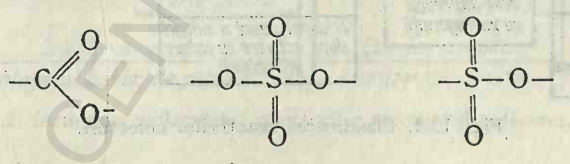
În cazul reactivilor apolari ce nu posedă o structură eteropolară și nu disociază în ioni, hidrofobizarea se datorește adsorbției lor moleculare, ei fiind folosiți pentru flotația mineralelor puternice hidrofobe, precum și pentru amplificarea acțiunii colectorilor eteropolari.

Reactivii colectori se clasifică, de obicei, după caracterul interacțiunilor cu mineralele și după capacitatea de disociere în ioni (fig. 13.1).

După clasificarea prezentată în figura 13.1, colectorii se împart în două grupe: 1) *ionogeni*, ce disociază în ioni; 2) *neionogeni*, ce nu disociază în ioni.

În funcție de compoziția și structura grupei solidofile (grupa atomică ce asigură legătura radicalului hidrocarburic cu mineralul) colectorii se împart în cinci grupe:

1) *Colectori anionici cu grupa solidofilă carboxilică, sulfatică și sulfonică — colectori oxihidrilici*



Frecvent dintre acești colectori se utilizează acizii grași și săpunurile lor. Grupa solidofilă este reprezentată în acest caz de ionul carboxil $-C\begin{matrix}O\\ \diagdown\\ O^-\end{matrix}$ legată de radicalul R, anionul avînd forma $\left[R-C\begin{matrix}O\\ \diagdown\\ O\end{matrix}\right]^-$

Acești reactivi se folosesc la flotația mineralelor ce au în rețeaua cristalină cationi de calciu, bariu, stronțiu, magniu, pentru flotația mineralelor oxidice ale metalelor rare, neferoase și feroase. Colectorii cu grupa solidofilă sulfatică și sulfonică (alchilsulfații, alchilsulfonații) au o întrebuințare mai redusă.

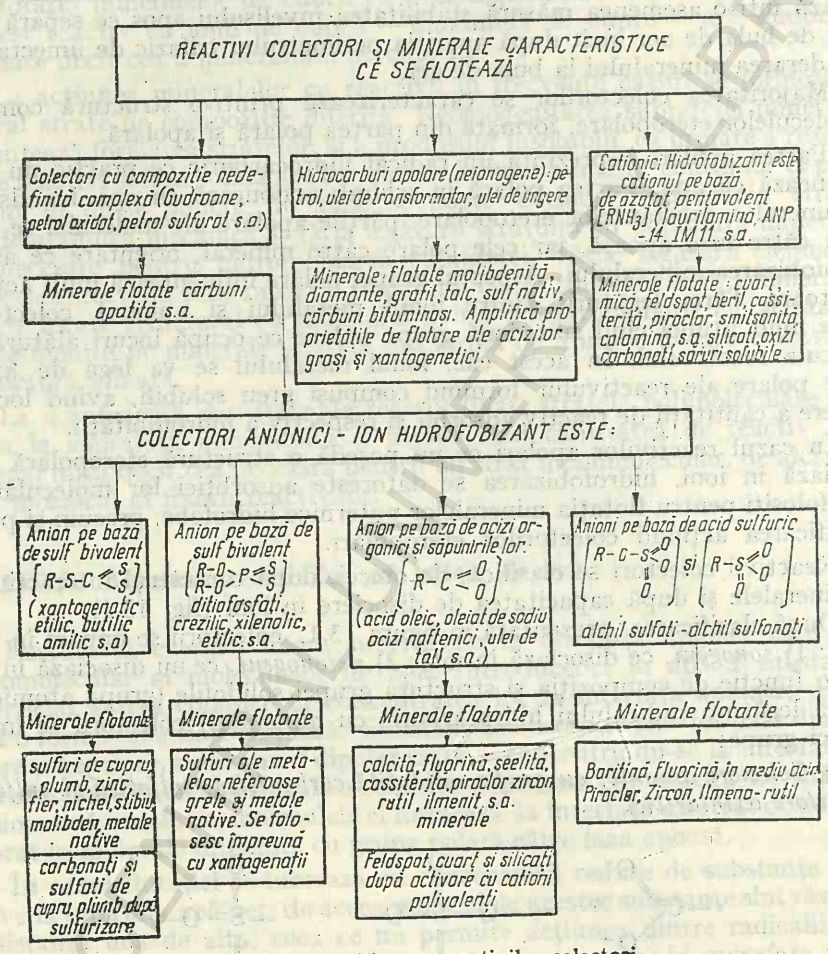

REACTIVI COLECTORI ȘI MINERALE CARACTERISTICE CE SE FLOTEAZĂ
Colectori cu compoziție nedefinită complexă (Gudroane, petrol oxidat, petrol sulfurat s.a.)
Minerale flotate cărbuni apatită s.a.
Hidrocarburi apolare (neionogene): petrol, ulei de transformator, ulei de ungere
Minerale flotate molibdenită, diamante, grafit, talc, sulf nativ, cărbuni bituminoși. Amplifică proprietățile de flotare ale acizilor grași și xantogenetici.
Cationici: Hidrofobizant este cationul pe bază de azotat pentavalent [RNH3] (laurilamină, ANP -14, IM 11, s.a.
Minerale flotate: cuarț, mică, feldspat, beril, cassiterită, piroclor, smitsonită, calamină, s.a. silicați, oxizi carbonați, săruri solubile
COLECTORI ANIONICI - ION HIDROFOBIZANT ESTE:
Anion pe bază de sulf bivalent [R-S-C(=S)-S] (xantogenatic etilic, butilic amilic s.a)
Anion pe bază de sulf bivalent [R-O-P(=S)-S] ditiofosfați, crezilic, xilenolic, etilic, s.a.
Anion pe bază de acizi organici și săpunurile lor: [R-C(=O)-O] (acid oleic, oleiat de sodiu acizi naftenici, ulei de tall s.a.)
Anioni pe bază de acid sulfuric [R-C-S(=O)(=O)-O] și [R-S(=O)(=O)-O] alchil sulfați - alchil sulfonați
Minerale flotante
sulfuri de cupru, plumb, zinc, fier, nichel, stibiu, molibden, metale native
carbonați și sulfați de cupru, plumb după sulfurizare
Minerale flotante
Sulfuri ale metalelor neferoase grele și metale native. Se folosesc împreună cu xantogenații
Minerale flotante
calcită, fluorină, seelită, cassiterită, piroclor zircon, rutil, ilmenit, s.a. minerale
Feldspat, cuarț și silicați după activare cu cationi polivalenți
Minerale flotante
Baritină, Fluorină, în mediu acid Piroclor, Zircon, Ilmeno-rutil

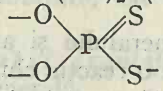
Fig. 13.1. Clasificarea reactivilor colectori.

2) *Colectori anionici cu grupa solidofilă reprezentată de sulf bivalent — colectori sulfhidrici*

Acești colectori au cea mai largă răspîndire, în special pentru flotația mineralelor sulfurice.

Dintre ei în primul rînd menționăm xantogenații, la care anionul $ROC(S)S^-$ este format din radicalul organic R și grupa solidofilă legată de el, $-OC(S)S^-$.

Tot pentru flotarea mineralelor sulfurice un rol deosebit îl au și ditiofosfații care spre deosebire de xantogenați au în grupa solidofilă fosfor în loc

de carbon, anionul lor $(RO)_2P(S)S^-$ fiind format din doi radicali organici R și grupa solidofilă  .

3) *Colectori cationici* sînt derivați organici ai amoniacului, se obțin înlocuind atomii de hidrogen din amoniac cu un radical hidrocarburic.

Funcție de numărul atomilor de hidrogen înlocuiți, deosebim: amine primare RNH_2, amine secundare R_2NH și amine terțiare R_3N.

Spre deosebire de colectorii de tip anionic, caracterizați prin fixare puternică la suprafața mineralelor, colectorii cationici de regulă se fixează slab și se pot desorbi ușor, reducînd concentrația lor prin diluarea tulburelii.

Colectorii cationici se folosesc de regulă pentru separarea silicaților, aluminosilicaților și a unor oxizi la care acțiunea colectorilor anionici este neselectivă.

Structura moleculelor colectorilor anionici și cationici precum și compoziția anionilor și cationilor obținuți la disocierea electrolitică o ilustrăm de pildă prin prezentarea xantatului butilic de potasiu și a laurilaminei (fig. 13.2).

4) *Hidrocarburi apolare* inclusiv produsele de distilare ale țițeiului, petrolului, diverse uleiuri, sînt produse ce nu disociază, sînt greu solubile în apă, nu au compoziție chimică constantă, nu conțin grupe polare și deci nu acționează cu dipolii apei. Neavînd grupe solidofile nu formează la suprafața mineralelor strate orientate de adsorbție, ci doar niște învelișuri care amplifică hidrofobitatea acestora. Se folosesc la flotația mineralelor ce posedă flotabilitate naturală: cărbuni, grafit, sulf, molibdenit, diamante ș. a. Uneori se dozează ca adaos pe lîngă colectorii anionici la flotarea unor sulfuri ori oxizi.

5) *Colectori cu compoziție nedefinită* reprezintă amestecuri ale diferitelor combinații organice cum sînt gudroanele de cărbune, uleiurile și șisturi,

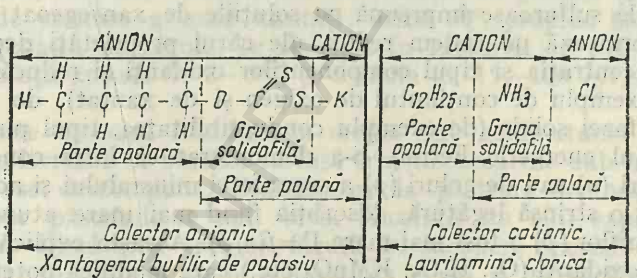


Fig. 13.2. Structura moleculelor colectorilor anionici și cationici.

petrolul oxidat ș. a. La începuturile flotației s-au folosit pentru flotarea cărbunilor, a diferitelor minerale, însă treptat s-au înlocuit de către colectori sulfhidrilici ori oxihidrilici la flotarea minereurilor.

Colectori sulfhidrilici. La flotația mineralelor de metale neferoase și nobile se folosesc reactivi sulfhidrilici de tipul xantaților, ditiofosfaților ș. a.

Grupele solidofile ale acestor reactivi se aseamănă foarte mult în compoziția lor intrînd doi atomi de sulf a căror legătură cu nucleul grupei solidofile (carbon sau sulf) este mult similară.

Colectorii sulfhidrilici se consideră că acționează cu mineralele pe cale chimică și prin adsorbție.

După teoria chimică între cationul mineralului și anionul colectorului sulfhidric, de exemplu xantogenatul, decurge o reacție chimică ce conduce la formarea xantogenaților de metale grele, însă pentru ca această reacție să aibă loc este necesar ca ionii de sulf ai mineralului, ce trec în tulbureală, să se oxideze astfel încît raportul ioni de xantogenat/ ioni de sulf să fie suficient pentru a permite decurgerea reacției ce conduce la formarea xantogenatului metalului $\left(\text{de exemplu în cazul galenei } \frac{/X^-/^2}{/S^{2-}/} > 1{,}8 \cdot 10^{11}\right)$.

S-a demonstrat că prin oxidarea superficială la suprafața sulfurilor se formează, de exemplu în cazul galenei sulfidosulfat de plumb $PbS \cdot PbSO_4$ în apă, sulfidocarbonați $PbS \cdot PbCO_3$ în mediu cu ioni de carbonat și sulfidohidrat $PbS \cdot Pb(OH)_2$ în mediu alcalin, iar prin acțiunea suprafeței cu xantogenații se formează sulfidoxantogenați a căror solubilitate este mai mică decît a compușilor sulfidooxidați respectivi.

Gradul de oxidare la care are loc maximum de adsorbție a xantogenaților diferă pentru fiecare sulfură. Adsorbția xantaților pe sulfuri este maximă la $p\text{H} = 4-5$, iar scăderea adsorbției xantaților cu creșterea alcalinității este liniară. Acțiunea colectorilor sulfhidrici cu mineralele sulfurice este o chemosorbție de schimb.

Proprietățile colectoare și mecanismul de acționare a colectorilor sulfhidrilici cu mineralele depind de ușurința de oxidare a colectorilor; cu cît aceștia se oxidează mai ușor, cu atît sînt mai puternice proprietățile colectoare. Ditiofosfații ce nu se oxidează de către oxigenul din tulbureală sînt colectori mai slabi decît xantogenații și ditiocarbamații și la interacțiunea cu sulfurile se fixează prin chemosorbție.

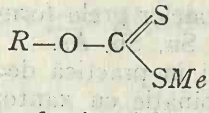
Mineralele sulfuroase împreună cu soluțiile de xantogenat în prezența oxigenului formează un sistem redox, ale cărui proprietăți depind printre altele de concentrația și tipul componenților oxidanți și reducători ai fazei lichide (de exemplu de conținutul de oxigen și de xantat), de proprietățile electrice ale fazei solide (de exemplu conductibilitatea, tipul purtătorilor de sarcini, nivelul energetic Fermi). S-a demonstrat că între concentrația de electroni liberi (n) sau de goluri (p) a suprafeței mineralului și adsorbția xantaților există o strînsă legătură, adsorbția fiind mai mare atunci cînd concentrația golurilor (p) a fost mai mare $\Gamma = f(n/p)$. Aceasta explică rolul pozitiv al diferiților oxidanți (O_2, H_2O_2, $KMnO_4$ etc.) care modifică potențialul redox al fazei lichide și produc o creștere a concentrației de goluri la suprafața mineralului. Cum în sulfurile naturale concentrația de electroni liberi (n) sau de goluri (p) variază datorită neomogenității și a defectelor de rețea, folosirea oxidanților și a reducătorilor dau posibilitatea să se dirijeze adsorbția xantaților și a altor colectori sulfhidrilici.

Xantogenații și ditiocarbamații se absorb pe sulfuri împreună cu oxigenul, după care are loc oxidarea catalitică a colectorilor urmată de formarea dixantogenaților, dicarbamaților.

Dixantogenatul acționează cu xantogenatul adsorbit pe mineral, legătura realizîndu-se prin forțele *Van der Waals*. Prin această legătură se conferă

mineralului hidrofobitate, iar adsorbției colectorului un caracter multipelicular [14].

Xantogenații (xantații) sînt derivați ai acidului ditiocarbonic avînd formula generală



în care R este radical hidrocarburic; Me — potasiu ori sodiu. Se obțin după reacțiile:

$$R{-}OH + MeOH \rightarrow R{-}OMe + H_2O$$

$$R{-}OMe + CS_2 \rightarrow R{-}O{-}CS(S)Me$$

Cei mai folosiți sînt xantogenații de potasiu fiind mai stabili la păstrare, cei de sodiu au multă apă de cristalizare.

Se folosesc xantați de potasiu: etilic C_2H_5OCSSK, propilic C_3H_7OCSSK, butilic C_4H_9OCSSK, amilic $C_9H_{11}OCSSK$. Solubilitatea xantaților variază în limite largi, depinde de lungimea catenei apolare, de însușirile metalului, și descrește în următoarea ordine: $ZnX_2 > PbX_2 > CuX_2$, în care X este ion [ROCSS⁻].

Flotabilitatea mineralelor sulfurice și de metale nobile este corelată cu solubilitatea xantogenaților metalelor respective, fiind inversă cu ordinea acesteia $ZnS < PbS < Cu_2S < Ag_2S$.

Prin creșterea lungimii catenei apolare scade solubilitatea, crește hidrofobitatea, respectiv activitatea de flotație ce rezultă și din valoarea unghiului de contact a unor xantați: etilic 60°, propilic 68°, butilic 74°.

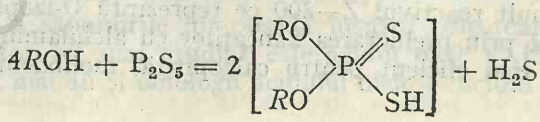
Xantogenații, de regulă, se dozează în tulbureli cu $pH = 7{-}12$, sub formă de soluții apoase de 2—5% și consum de 15—100 g/t, uneori și mai mare.

Dacă este necesară folosirea în mediu slab acid, atunci trebuie dozat în porții. Se livrează în butoaie închise ermetic deoarece sub acțiunea aerului și apei se descompune. Stabilitatea la păstrare depinde de puritate, produsul pur păstrîndu-se mai bine. Xantații nu sînt explozivi, însă se aprind ușor. Dizolvarea trebuie făcută în încăperi speciale prevăzute cu ventilație, iar muncitorii să fie echipați cu măști și îmbrăcăminte specială.

Ditiofosfații (aerofloați) sînt derivați ai acidului ditiofosforic avînd formula generală $(RO)_2PSSH$, sau în cazul sărurilor acestuia $(RO)_2PSSMe$.

În practică se folosesc ditiofosfații fie sub forma acizilor liberi (radicali arilici), fie sub forma sărurilor de sodiu, potasiu, amoniu ale acizilor ditiofosforici (de regulă cu radicalii alchilici).

Se obțin prin reacția fenolului sau alcoolului cu pentasulfura de fosfor:



BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

După conținutul procentual al pentasulfurii de fosfor în masa de reacție, în cazul aerofloatului crezilic deosebim aeroflot 15,25 (cu 15, respectiv 25% P_2S_5) și aeroflot 31 (cu 25% P_2S_5 și 6% tiocarbanilidă). Formula aerofloatului crezilic este $(CH_3C_6H_4O)_2PSSH$, iar a celui xilenolic este $[(CH_3)_2C_6H_3O]_2PSSH$.

Ditiofosfații cu ionii metalelor grele formează precipitate greu solubile de Pb, Hg, Ag, Cu, Pt, Pd, Sn, Sb, As.

Sînt mai puțin răspîndiți în practică decît xantogenații, însă prezintă importanță deoarece în combinație cu xantogenații permit obținerea unor bune rezultate, crescînd eficacitatea xantogenaților.

Cînd se dorește obținerea unor concentrate bogate, se folosește aerofloatul de sodiu $(RO)_2PSSNa$ care este solubil în apă și nu posedă însușiri spumante.

Acțiune selectivă pronunțată prezintă și sărurile de amoniu ale acizilor ditiofosforici.

Pentru creșterea randamentului de extracție la 90% la sinteza sărurilor de amoniu ale OO-dialchilesterilor acidului ditiofosforic, pentasulfura de fosfor aflată în suspensie cu petrol lampant se tratează cu cantitatea stoechiometrică a alcoolului respectiv, după care în soluție se introduce amoniac gazos pînă la neutralizare [15].

Prin hidroliza acizilor diarilditiofosforici cu cantități reduse de apă și încălzire moderată, se obțin aerofloații hidrolizați ce sînt colectori activi ai cementului de cupru la pH = 4,5 și pentru flotarea sulfurilor fine. Pentru neutralizarea acizilor diarilditiofosforici, aerofloatul crezilic sau xilenolic hidrolizat se neutralizează cu amoniac ori cu sodă caustică.

Alți colectori sulfhidrilici sînt colectori cu o folosire mai limitată, în această grupă fiind cuprinși: ditiocarbamații, tiocarbanilida, mercaptanii, mercaptobenztiazolul ș.a.

Ditiocarbamații se obțin prin acțiunea aminelor secundare cu sulfura de carbon, urmată de neutralizarea cu hidroxid de sodiu a acidului dialchil sau diarilditiocarbaminic.

$$R_2NH + CS_2 = R_2N-\overset{\overset{S}{\|}}{C}-SH$$

$$R_2N-\overset{\overset{S}{\|}}{C}-SH + NaOH = R_2N-\overset{\overset{S}{\|}}{C}-SNa + H_2O$$

Ditiocarbamații se comportă similar xantaților la flotarea mineralelor sulfurice, fiind superiori acestora atunci cînd sulfurile sînt fin concrescute sau parțial oxidate. În funcție de aminele folosite se obțin mono ori dialchiltiocarbamații. Aceste produse sînt ușor solubile, stabilitatea scade pe măsura scăderii pH-ului. Sînt stabile sărurile de sodiu și amoniu. Se întrebuințează mai mult reactivul Z—200 ce reprezintă O-izopropil *N*-etiltionocarbamat obținut prin prelucrarea xantaților cu alchilamine în mediu apos. Este un reactiv mai eficient pentru calcopirită, molibdenită decît xantații și ditiofosfații.

Tiocarbanilida. Combinație greu solubilă, se obține din reacția anilinei cu sulfura de carbon.

În soluție apoasă se află în două forme tautomere între care se stabilește echilibru dinamic,

$$(C_6H_5NH)_2C{=}S \rightleftarrows C_6H_5NH{-}\underset{\displaystyle SH}{\underset{|}{C}}{=}N{-}C_6H_5$$

I II

Acțiune colectoare posedă numai forma II ce are un caracter acid și la care hidrogenul se înlocuiește ușor cu metal în grupa SH.

Este colector eficient pentru galenă și are o mare selectivitate la flotarea acesteia din minereuri polimetalice. Se dozează în stare uscată în moară însă se poate dizolva în solvenți organici, de exemplu în ortotoluidină.

Mercaptanii și tiofenolii au formula generală *R*SH. Au acțiune colectoare similară cu cea a xantaților, sînt selectivi față de blendă și minerale de cupru în prezența piritei, însă datorită mirosului neplăcut au folosire foarte limitată.

Mercaptobenztiazol se obține prin condensarea anilinei, sulfului și sulfurii de carbon. Este un produs insolubil în apă, dar în amestec cu soda caustică se dizolvă ușor. Împreună cu dibutilditiofosfat sau butilxantogenat se folosește la flotația fără sulfurizare a cerusitei, la flotația mineralelor oxidate de cupru sulfurizate în prealabil și la flotația minereurilor aurifere oxidate.

Colectori oxihidrilici. Colectorii oxihidrilici se folosesc în special pentru flotația mineralelor nesulfurice. Dintre aceștia cea mai largă întrebuințare o au colectorii carboxilici ce sînt derivați organici ce conțin în moleculă una sau mai multe grupe carboxil — COOH și radicalul hidrocarburic *R*.

Prin acțiunea acizilor carboxilici superiori cu alcaliile se obțin săpunurile după reacția

$$R{-}C\begin{matrix}{=}O\\{-}OH\end{matrix} + MeOH = R{-}C\begin{matrix}{=}O\\{-}OMe\end{matrix} + H_2O$$

Acizii carboxilici cu greutate moleculară mare denumiți și acizi grași împreună cu săpunurile lor sînt colectori pentru majoritatea mineralelor.

Se consideră că numărul de atomi de carbon în grupa apolară trebuie să fie peste 8, fiind mai bine dacă depășește 12 dar nu peste 18—20 atomi de carbon, deoarece în acest caz solubilitatea este foarte redusă și nu pot fi folosiți în calitate de colectori [16]. Pe măsura creșterii lungimii catenei scade solubilitatea și crește acțiunea colectoare. Capacitatea de colectare crește de asemenea pe măsura creșterii gradului de nesaturare a acizilor (deoarece crește numărul legăturilor duble).

Acizii grași și săpunurile lor posedă însușiri colectoare și de spumare.

Drept colector cel mai studiat este acidul oleic $C_{17}H_{33}COOH$. Importanță industrială mai au și omologii acidului oleic — acidul linoleic și acidul linolic.

Acizii grași flotează bine calcita, fluorina, scheelita, apatita, barita, minerale de niobiu, staniu, beriliu ș.a., mai slab magnetita, hematita și alți oxizi. Silicații flotează cu acizi grași atunci cînd conțin metale capabile să formeze compuși greu solubili.

Proprietățile și starea acidului oleic și săpunului său, oleatul de sodiu, sînt în funcție de temperatură, de concentrația colectorului și pH-ul mediului.

Acidul oleic congelează la temperatura de 14°, de aceea se dozează împreună cu solvenți (petrol), sau tulbureala trebuie încălzită.

La oleatul de sodiu, acesta aflîndu-se în mare parte sub formă de ioni la concentrații pînă la 250 mg/l, nu se ridică asemenea probleme.

Mecanismul de acționare cu mineralele a acidului oleic și a oleatului de sodiu a fost mult studiat.

G a u d i n consideră acțiunea acidului oleic cu diferiți carbonați ca o reacție chimică între colector și suprafața mineralului, T a g g a r t consideră acțiunea oleatului de sodiu cu calcita și apatita ca o reacție chimică de schimb, E i g e l e s consideră că la suprafața multor minerale nesulfurice oleatul de sodiu se fixează reversibil și ireversibil, iar P o l k i n a demonstrat fixarea ireversibilă și în situația formării de strate polimoleculare de reactiv pe hematită, calcită, cassiterită.

Aceeași fixare ireversibilă polimoleculară s-a constatat și pe piroclor, zircon, monazită [17].

Prin măcinarea mineralelor oxizi și silicați apar legături de valențe remanente nesaturate care acționînd cu apa și aerul formează hidroxili de tipul *Me*—OH sau Si—OH.

Deoarece colectorii de tip anionic nu pot acționa decît numai cu hidroxilii bazici este necesară neutralizarea acestora cu ioni ai metalelor polivalente care în acest caz au rol de activanți.

În cazul cuarțului, reacțiile vor fi:

1) $O-Si-O + H_2O \rightarrow O=Si\begin{matrix}OH\\OH\end{matrix}$

2) $O=Si\begin{matrix}OH\\OH\end{matrix} + Ba^{2+} + OH^- \rightarrow O=Si\begin{matrix}OH\\O-Ba-OH\end{matrix} + H^+$

3) $O=Si\begin{matrix}OH\\O-Ba-OH\end{matrix} + Ol^- \rightarrow O=Si\begin{matrix}OH\\O-Ba-Ol\end{matrix} + OH^-$

Rezultă că urmare reacțiilor la suprafața cuarțului se formează acid silicic și din molecula acidului silicic ionul de hidrogen este înlocuit de ionii Ba^{2+} și Ol^- (oleat), neschimbîndu-se sarcina electrică a suprafeței, păstrîndu-se neutralitatea soluției și reducîndu-se pH-ul.

Similar acțiunii cu cuarțul, în fiecare caz concret acțiunea colectorului este condiționată de formarea centrilor activi de adsorbție la suprafața mineralelor. Datorită neomogenității repartiției acestor centri activi de adsorbție și reactivul colector se va repartiza neuniform, iar la concentrații chiar reduse poate să formeze mai multe strate de adsorbție.

Acidul oleic și oleatul de sodiu sînt reactivi scumpi, de aceea se caută înlocuirea lor cu ulei de tall, săpun sulfatic, acizi naftenici, hidrocarburi oxidate ș.a.

Săpunul sulfatic este un produs secundar al industriei de celuloză, conține 50—60% săruri de sodiu ale acizilor grași și rezinici. Se folosește mai rar ca agent de flotație însă constituie materie primă pentru obținerea uleiului de tall.

Uleiul de tall se obține prin descompunerea săpunului sulfatic cu acid sulfuric. După descompunere, uleiul de tall obținut se distilă și conținutul de acizi grași ajunge la 60%, iar cei rezinici la 30%. Diferite fracțiuni de ulei de tall distilat se folosesc la flotația fluorinei, baritei, apatitei, mineralelor de wolfram, fier, mangan ș.a. Cea mai eficientă este emulsia uleiului de tall cu sodă (1 : 0,05), cu petrol lampant (1 : 1), cu alchilsulfat de sodiu etc.

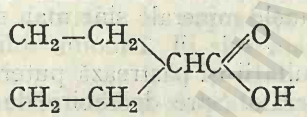
Pentru o bună solubilizare, uleiul de tall poate fi polietoxilat:

$$R—CO(OCH_2CH_2)_n$$

unde R este grupa alchil grasă a uleiului de tall;

$n \leqslant 15$ — număr moli oxid de etilenă.

Acizi naftenici sînt acizi carboxilici cu un radical naftenic izociclic. Exemplul tipic al acestei clase este acidul ciclopentan carboxilic



Acizii naftenici sînt prezenți în țiței și la tratarea acestora cu alcalii trec în faza apoasă sub formă de săpunuri solubile, iar după separarea țițeiului acestea se tratează cu acid sulfuric formînd din nou acizi naftenici. Sărurile acizilor naftenici cu metalele alcaline poartă denumirea de săpunuri naftenice. Atît acizii cît și săpunurile naftenice se folosesc la flotația baritei, a șlamului cărbunos etc.

Petrolul oxidat rezultă la oxidarea catalitică a petrolului, are un conținut ridicat de acizi carboxilici saturați, este folosit ca înlocuitor al acidului oleic la flotația minereurilor de fier, a cărbunilor ș. a.

Acizii carboxilici sintetici se obțin prin oxidarea parafinei, a petrolului lampant. La distilare se obțin fracții $C_{10}—C_{13}$; $C_{14}—C_{17}$; $C_{18}—C_{20}$ precum și fracții joase $C_5—C_6$; $C_7—C_9$. Proprietăți colectoare bune au fracțiile $C_{10}—C_{20}$ însă ele sînt mult solicitate în industria detergenților. Fracția $C_{17}—C_{20}$ în combinație cu alchilsulfații dă rezultate foarte bune la flotația baritei. Fracțiile $C_5—C_6$ și $C_7—C_9$ posedă slabe însușiri colectoare, însă au foarte bune însușiri spumante. Ca și colectorii s-au dovedit foarte selectivi fracția $C_7—C_9$ la flotația cassiteritei și columbitului din fracțiile fine colectate în concentrate gravitaționale. La flotația ilmenitului din concentrate cu titanomagnetite, această fracție de asemenea a dat rezultate bune [18].

Adaosuri de acizi grași sintetici $C_7—C_9$ la xantogenați permit flotarea mineralelor cu granulație mai mare și obținerea unor concentrate de calitate superioară.

Din reacția esterilor acizilor grași C_7—C_9 cu hidroilamina, se obțin acizii hidroxamici care s-au dovedit foarte buni înlocuitori la flotația minereurilor de niobiu, staniu, perovschit, selectivitatea reactivului fiind generată de faptul că acizii hidroxamici formează cu cationii Ti, Fe, Ta, Nb compuși mai stabili decît cu ionii de calciu, În afară de aceasta, compușii acestor acizi cu o serie de cationi sînt stabili în mediu puternic acid.

Alchilsulfații, alchilsulfonații și alchilfosfații. Alchilsulfații și alchilsulfonații sînt derivați organici ai acidului sulfuric și conțin în grupa solidofilă anionul acidului sulfuric ori sulfuros.

Alchilsulfații se obțin prin tratarea cu acid sulfuric a alcoolilor grași, acizilor carboxilici și altor compuși organici, urmată de neutralizarea cu sodă calcinată sau hidroxid de sodiu,

$$ROH + H_2SO_4 \rightarrow ROSO_3H + H_2O$$

$$ROSO_3H + NaOH \rightarrow ROSO_3Na + H_2O$$

La scară industrială se sulfatează alcooli C_{11}—C_{20}. Sărurile de calciu și magneziu ale alchilsulfaților sînt mai solubile în apă decît sărurile similare ale acizilor grași, fapt pentru care alchilsulfații cu radical apolar peste C_{14} sînt puternic colectori pentru sulfuri oxidate și pentru mineralele alcalino-pămîntoase.

Alchilsulfații pentru unele minerale sînt mai selectivi decît acizii grași și săpunurile lor.

În mediu acid, alchilsulfații își păstrează puterea de colectare și selectivitatea pentru diferite minerale. Spre deosebire de xantați, aerofloați, acizi grași și săpunurile lor ce sînt mai selectivi cînd molecula conține mai puțin atomi de carbon, în cazul alchilsulfaților se observă fenomenul invers, cei mai selectivi sînt cei cu 15—18 atomi de carbon [19]. La $pH = 1,5$—2, alchilsulfatul de sodiu C_{16}—C_{18} asigură o bună extracție a piroclorului, zirconului, ilmenitului ce trec în spumă, față de limonit, egirin, microclin. Foarte bune rezultate se obțin cu alchilsulfat la separarea baritinei de calcită la $pH = 10$ în prezența silicatului de sodiu, precum și la separarea baritinei de scheelită.

Alchilsulfonații se obțin prin tratarea cu acid sulfuric a hidrocarburilor. Sînt sulfoacizi la care radicalul apolar este legat direct de sulf, avînd formula RSO_3H.

Se solubilizează bine în apă, disociază destul de complet, sînt puternici colectori-spumanți și concurează colectorii carboxilici la flotația minereurilor de fier, a mineralelor alcalino-pămîntoase.

Alchilfosfații sînt produși similari cu alchilsulfații, deosebirea fiind că ei derivă nu din tratarea acizilor grași cu acid sulfuric ci din tratarea cu acid fosforic.

De exemplu, izooctilfosfatul de sodiu $(C_8H_{17}O)_2P(O)ONa$ se obține din alcool izooctilic și pentoxid de fosfor în soluție de eter sulfuric la temperatura de 90° după reacțiile:

$$3ROH + P_2O_5 \rightarrow (RO)_2P(O)OH + ROP(O)(OH)_2$$

$$(RO)_2P(O)(OH)_2 + NaOH \rightarrow (RO)_2P(O)ONa + H_2O$$

Acest reactiv s-a dovedit selectiv la flotația în mediu acid și slab acid, la pH sub 5 flotează bine piroclorul, zirconul, ilmenorutilul, iar la pH=1,4÷3 permite separarea acestor minerale de limenit, egirin , biotit, albit.

Practic în întregime extrage nasturanul la pH=3,5—5 și densitatea tulburelii de 14%.

Colectori cationici. Reactivii colectori cationici sînt derivați ai amoniacului și rezultă prin substituirea hidrogenului din acesta cu un radical hidrocarburic. În funcție de numărul de atomi de hidrogen substituiți deosebim amine primare, secundare și terțiare (RNH_2; R_2NH; R_3N). În funcție de radicalul hidrocarburic care substituie hidrogenul se dă denumirea aminelor: laurilamină $C_{12}H_{25}NH_2$, octilamină $C_8H_{17}NH_2$, octadecilamină $C_{18}H_{37}NH_2$ ș. a.

Aminele primare sînt cele mai puternice colectoare și se pot folosi la cele mai multe minerale.

În mediu alcalin, aminele formează hidroxizi de tipul RNH_3OH, iar în mediu acid săruri de tipul RNH_3Cl.

În soluțiile apoase, aminele formează compuși complecși:

$$RNH_2 + H^+ + OH^- \rightarrow [RNH_3]^+ + OH^-$$

Cationul avînd sarcină pozitivă se fixează la suprafața silicaților și a altor minerale cu sarcină negativă, hidrofobizîndu-le, iar ionul hidroxil determină reacția alcalină.

Fixarea reactivilor cationici la suprafața mineralelor este mai puțin stabilă decît a colectorilor anionici. Ei sînt mai puțin sensibili în ape dure decît colectorii anionici.

S-a stabilit că în mediu acid și slab alcalin aminele se fixează în formă ionică, iar în mediu puternic alcalin în formă moleculară. Pentru adsorbția moleculară sînt necesare valori reduse ale potențialului suprafeței, pe cînd fixarea ionică crește odată cu creșterea sarcinii negative a suprafeței mineralelor.

Colectorii cationici se pot folosi atît la flotația minereurilor nesulfurice cît și a celor sulfurice.

Ei se folosesc la flotația cuarțului din minereuri de fier, a fosforitelor, berilului, mineralelor oxidate de zinc, a sărurilor solubile, la flotația unor minerale de metale rare. Se recomandă pentru separarea berilului și feldspatului de cuarț, a micei de piroclor în mediu alcalin. Consumul aminelor este de 50—250 g/t. Unele amine posedă și însușiri de spumare, dar pentru flotație este necesară și dozarea spumantului.

Hidrocarburi apolare și colectori cu compoziție nedefinită. Acești reactivi nu au o compoziție chimică constantă, fiind greu solubili nu acționează chimic cu mineralele, ci se fixează pe minerale puternic hidrofobe cum sînt cărbunii, grafitul, sulful, diamantele, molibdenita și alte minerale ce cristalizează în structuri moleculare.

La restul mineralelor, acești reactivi pot fi folosiți pentru amplificarea acțiunii colectoare a reactivilor eteropolari, amplificare ce are loc pe seama coadsorbției reactivului apolar în special pe perimetrul de udare, ceea ce reduce timpul de inducție și crește forța de rupere dinamică și statică a bulei de aer de la particula minerală. Acest ultim factor are o deosebită importanță dacă

avem în vedere prezența în mașinile de flotație a curenților turbulenți. Acești reactivi se mai folosesc pentru solubilizarea acizilor carboxilici, pentru obținerea unor spume mai sfărîmicioase precum și pentru creșterea flotabilității particulelor grobe și a concreșterilor la flotația cu xantați a mineralelor unor sulfuri. Reactivii apolari se asociază mai bine cu spumanți neionici. În practică cel mai frecvent se folosesc petrolul lampant, uleiul de transformator, ulei de vaselină, motorină și diverse gudroane rezultate la distilarea huilei, șisturilor bituminoase, turbei și a lemnului.

13.4. Reactivi spumanți, spume de flotație

Pentru realizarea procesului de flotație trebuie să dispunem de o mare suprafață de separare lichid-aer la care are loc aderarea mineralelor.

Dimensiunile acestei suprafețe sînt determinate de: cantitatea de aer ce trece prin mașina de flotație în unitatea de timp și mărimea medie a bulelor de aer. La aceeași cantitate de aer, suprafața va crește odată cu reducerea dimensiunii bulelor însă această reducere este condiționată de faptul că trebuie ca densitatea bulei mineralizate să fie mai mică decît densitatea tulburelii pentru a asigura plutirea bulelor și este necesar să se asigure o anumită viteză de ridicare a bulelor. Din practică rezultă că această viteză este de 5—15 cm/s. La viteze mai mici, bulele nu reușesc să ajungă în spumă și vor trece dintr-o cameră în alta, ajungînd împreună cu tulbureala în steril.

K. A. Razumov [20] pornind de la viteza de ridicare a bulelor de 5—15 cm/s a determinat la 0,6 mm dimensiunea bulelor portante.

Bule de dimensiuni mai mici trebuie să fie prezente în tulbureală deoarece ele fixîndu-se pe minerale vor crește hidrofobitatea acestora.

Determinările dimensiunii bulelor efectuate pentru celule de flotație mecanice [10] au arătat că acestea se situează în limita 0,3—1,3 mm, predominînd dimensiunea 0,6—0,8 mm.

Bulele mineralizate formează la suprafața tulburelii spume ce se distrug cu viteză variabilă.

Spumele ce se distrug repede se numesc *sfărîmicioase*, cele ce se distrug încet se numesc *vîscoase*. Cerințele către stabilitatea spumelor sînt determinate de operația de flotație. La flotația primară și de control se cere o extracție ridicată de mineral, de aceea este necesară o spumă mai stabilă.

La reflotări unde se cere purificarea concentratului, spuma trebuie să fie mai sfărîmicioasă. La flotația colectivă, spumele trebuie să fie mai vîscoase decît la flotația selectivă.

Distrugerea spumelor se datorește:

— coalescenței bulelor aflate sub stratul de spumă:

— spargerii bulelor din stratul de spumă.

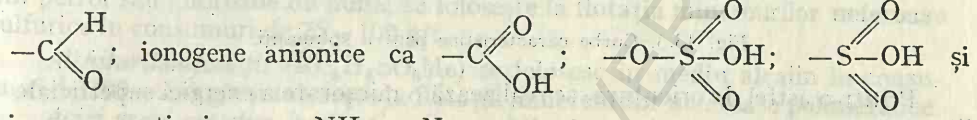
Datorită coalescenței, pe măsură ce ne apropiem de suprafața spumei crește dimensiunea bulelor de aer.

Particulele minerale totdeauna împiedică coalescența bulelor. În special spume stabile vor fi acelea care conțin o mare cantitate de șlamuri. Cînd particulele supuse flotării au unghi de contact mare ele vor împiedica nu numai coalescența bulelor ci și distrugerea de la suprafața spumei.

Spumanții și mecanismul lor de acționare. Spuma realizată prin agitarea tulburelii ori prin injectarea de aer mărește considerabil suprafața de separație lichid-aer, însă această suprafață este greu de menținut deoarece ea corespunde unei mari energii superficiale. Energia superficială fiind produsul dintre suprafața de separație între două faze și tensiunea superficială, este o formă de energie potențială. Deoarece conform celui de al doilea principiu al termodinamicii, energia potențială a unui sistem tinde către minimum, rezultă că și energia superficială tinde și ea către minimum. În consecință, pentru a menține o suprafață de separație lichid-aer mărită, adică pentru a menține bulele de aer create, este necesar să se realizeze o micșorare a tensiunii superficiale a lichidului.

Aceasta se realizează cu ajutorul spumanților care, adăugați în mici cantități în tulbureală, micșorează tensiunea superficială a apei și permit astfel formarea și menținerea spumei [21].

Spumanții sînt substanțe organice eteropolare a căror molecule sînt formate din radicalul hidrocarburic și una sau mai multe grupe polare. Grupele polare ale spumanților pot fi neionogene ori slab ionogene ca —OH; =C=O;



ionogene cationice ca $-NH_2$; $\equiv N$.

Pentru flotație se preferă spumanți ce nu posedă însușiri colectoare sau cu însușiri colectoare reduse, de aceea grupele polare ale lor nu trebuie să fie solidofile. Din partea spumanților se cere o bună dizolvare în apă și să asigure o reducere însemnată a tensiunii superficiale a apei în limite reduse de concentrație a reactivului. De exemplu, pentru concentrații foarte mici de spumant, la o creștere a concentrației de ordinul 10^{-5} să corespundă o scădere de 1—2 dyn/cm a tensiunii superficiale.

Spumanții se caracterizează prin curbe caracteristice similare celei din figura 13.3.

Ca urmare a faptului că spumanții micșorează tensiunea superficială a apei, cu creșterea concentrației lor ei nu se răspîndesc uniform în masa tulburelii, ci tocmai pentru a micșora cît mai mult tensiunea superficială ia naștere adsorbția, adică concentrarea lor la suprafața de separare lichid-aer (la suprafața bulelor de aer). Spumantul este deci adsorbit la suprafața bulelor de aer pe care le îmbracă cu un înveliș extrem de subțire, imprimîndu-le totodată o oarecare elasticitate necesară stabilității, stabilitate care crește și în funcție de mineralizarea lor cu particule minerale.

Cantitatea de reactiv adsorbită la suprafața bulelor de aer este dată de relația lui *Gibbs*, din care rezultă că adsorbția pozitivă are loc numai dacă $\frac{d\sigma}{dc} < 0$, condiție esențială pe care o îndeplinesc toți spumanții, iar adsorbția este cu atît mai intensă cu cît valoarea absolută a lui $\frac{d\sigma}{dc}$ a spumantului considerat este mai mare.

Ca urmare a faptului că molecula oricărui spumant are o parte polară hidrofilă și o parte nepolară hidrofobă, se deduce că moleculele de spumant adsorbite la suprafața bulelor de aer se orientează cu partea polară spre tulbureală (apă) și cu partea nepolară spre aer (fig. 13.4).

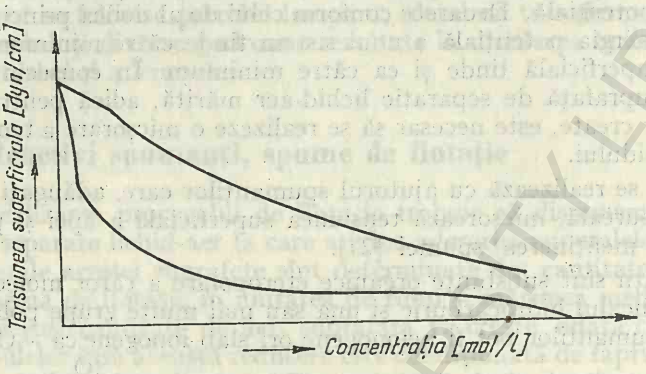


Fig. 13.3. Curbe caracteristice pentru spumanți.

Printr-o astfel de orientare, se realizează o micșorare a energiei superficiale libere.

Prin această orientare, capetele polare ale moleculei de spumant se vor hidrata de către dipolii apei, formîndu-se un înveliș de apă care va reduce coalescența bulelor de aer, lucru demonstrat și prin faptul că adăugînd spumant se realizează bule de dimensiuni mici. De asemenea, spumantul va reduce viteza de ridicare a bulelor, urmare faptului că bulele își păstrează mai bine forma sferică în prezența spumantului.

Variația tensiunii superficiale cu concentrația se exprimă de obicei prin raportul $d\sigma/dc$ din relația lui *Gibbs*, raport numit și *activitate superficială* care depinde de natura grupei polare și lungimea catenei hidrocarburice.

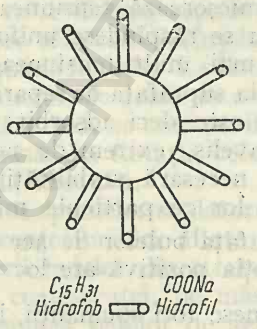


Fig. 13.4. Orientarea moleculelor de spumant.

Pentru substanțele din aceeași serie omoloagă activitatea după regula *Traube-Duclaux* crește de 3,2 ori pentru fiecare grupă CH_2 în plus.

Substanțele cu catenă lungă cu toate că posedă activitate superficială ridicată, fiind foarte puțin solubile în apă nu pot fi folosite ca spumanți.

Substanțele eteropolare cu număr redus de atomi de carbon în catenă, de asemenea, nu pot fi folosite ca spumanți datorită activității superficiale reduse.

În practică se folosesc spumanți ce conțin 5—8 atomi de carbon în catenă și au solubilitatea în limitele 5—0,2 g/l. Este de dorit ca moleculele spumanților să nu disocieze. Această cerință se impune deoarece grupele polare ce disociază de regulă sînt solidofile (ex. —COOH, —NH_3Cl) și spumanții din acest tip vor poseda și însușiri colectoare, ceea ce nu este de dorit și apoi față de asemenea substanțe schimbarea *p*H-ului va crește brusc capacitatea de spumare.

Într-o măsură suficientă, această cerință este îndeplinită de spumanții ce posedă grupa polară OH.

Consumul specific depinde atît de spumant cît și de minereu; un surplus poate da loc la o supraspumare, caracterizată printr-o spumă pufoasă, voluminoasă, constituită din bule mari și slab încărcate. În general, consumul de spumant este de 10—100 g/t de minereu. Întrebuințare mai frecventă au următorii reactivi spumanți:

Crezolul tehnic ($CH_3C_6H_4OH$) cu conținut minim 45% metacrezol se obține din petrol sau gudroane de huilă, se folosește la flotația minereurilor neferoase sulfurice în consumuri de 25—100 g/t.

Alchilarilsulfonații ($RC_6H_4SO_3Me$) se folosesc în mediu alcalin la consumuri de 200—250 g/t și folosește la flotația minereurilor neferoase polimetalice.

Acizi grași sintetici fracție C_7—C_9 se obțin ca produs secundar la oxidarea parafinelor, încep să fie folosiți ca spumanți pentru minereuri de nichel și minereuri de cupru. Se dozează în cantități de 50—100 g/t.

Uleiul de pin a cărui proprietăți spumante depind de prezența α și β terpineolului, se obține ca fracție cu temperatura de fierbere redusă la distilarea terebentinei brute la temperatura de 150—225—250°C. Se dizolvă greu în apă, însă în concentrații pentru flotație se dizolvă în întregime. Efectul de spumare este legat de prezența alcoolilor terpenici (sorturile superioare conțin peste 60%) și în primul rînd a terpineolului $C_{10}H_{17}OH$. Consumul specific este 10—100 g/t.

Ulei de metil greu (flotanol) rezultă ca reziduu la distilarea uscată a lemnului, conține cca. 40% fenoli, se dozează ca înlocuitori ai uleiului de pin.

Ciclohexanolul se obține prin oxidarea ciclohexanei, hidrogenarea anilinei la ciclohexilamină urmată de trecerea în ciclohexanol. Pentru flotație se folosește ciclohexanolul obținut din ciclohexană ori anilină. Înlocuiește crezolul la flotația minereurilor polimetalice.

Alcoolii alifatici cu 6—9 atomi de carbon rezultă ca produși secundari la sinteza alcoolului izobutilic. Se dozează sub formă de emulsie stabilizată (cu alchilsulfați) ca înlocuitori al crezolului la flotarea minereurilor polimetalice, consumurile fiind de circa trei ori mai reduse decît ale crezolului.

Alcoolul hexilic terțiar se obține prin hidratarea cu acid sulfuric a metilpentanului. Înlocuiește crezolul la flotația minereurilor polimetalice la consumuri de 1,5—2 ori mai reduse. Cu acest spumant flotația decurge intensiv și se reduce circulația mineralului în produse intermediare.

Alcoolii amilici $C_5H_{11}OH$ se folosesc drept modificatori de spumă la flotația selectivă sub denumirea de spumanți pentazolici. Ei facilitează obținerea

unei spume fragile dar bine mineralizată, însușire ce îi recomandă atît ca spumanți de bază, cît și ca modificatori ai spumei.

Metilizobutilcarbinolul $CH_3CHOHCH_2CH(CH_3)_2$ este folosit frecvent ca spumant la flotarea minereurilor polimetalice, de cupru-molibden și chiar la unele substanțe nemetalifere. Are acțiune similară cu cea a alcoolului amilic.

Spumanți neionici — polietilen și polipropilenglicolici (OPSB, OPSM, Dowfroth, Flotanol F ș. a.) se obțin prin condensarea oxidului de etilenă ori oxidului de propilenă cu alcool, la presiune de 2—10 ata, temperatură ridicată în prezență de catalizator. Acești spumanți se dizolvă bine în apă. Se dizolvă în soluții apoase 3—5% la consumuri de 10—100 g/t la flotarea minereurilor polimetalice, de cupru, cupru-molibden ș. a. Sînt eficienți și în cazul minereurilor grosier măcinate, precum și atunci cînd la flotație drept colectori suplimentari se dozează uleiuri minerale.

Spumanți emulgatori (alchilfenoli oxietilați) sînt produși ce rezultă la tratarea alchilfenolilor cu oxid de etilenă. Au formula $C_8H_{17}C_6H_4[O(CH_2)]_n OH$, unde n este numărul de molecule de oxid de etilenă ($n = 4,7, 10$). Se folosesc ca emulgatori ai acizilor grași, precum și ca spumanți individuali pentru minereuri cu stibiu, a calcopiritei, molibdenitei, galenei ș. a. Ca emulgator se dozează în cantități de 20—40 g/t minereu.

Polialcoxialcane. În această grupă se încadrează trietoxibutanul ce se obține prin interacțiunea aldehidei crotonice cu alcool etilic. S-a dovedit un spumant foarte eficace pentru flotarea selectivă a minereurilor neferoase polimetalice, cuprifere, compacte etc. Consumul său este mai redus decît al spumanților uzuali. În mediu slab acid acest spumant hidrolizează, produșii de hidroliză oxidîndu-se ușor, fapt pentru care apele ce conțin trietoxibutan nu necesită epurare.

Piridina grea. Ca spumant se folosește piridina grea rezultată ca produs secundar în industria cocsochimică. Piridina grea conține omologi ai piridinei $(CH_2)_n C_6H_5N$, unde $n = 1—4$ omologi ai chinolinei. Conține peste 80% baze piridinice. Se folosește la flotarea minereurilor cuprifere, plumboase ș. a.

13.5. Reactivi modificatori

Flotarea selectivă a mineralelor fără flotabilitate naturală nu este posibilă de efectuat numai cu reactivi colectori și spumanți. Diferențele necesare în flotabilitatea mineralelor se obțin folosind atît reactivi colectori, spumanți, cît și reactivi modificatori care asigură o creștere a selectivității acțiunii colectorilor. Favorizînd selectivitatea acțiunii colectorului, modificatorul trebuie să fie el însuși selectiv. Drept reactivi modificatori se folosesc substanțe chimice diferite după compoziție, structură, proprietăți: *electroliți anorganici* — acizi, alcalii, săruri și *substanțe organice* — tanin, amidon ș. a.

Clasificare, mod de acționare. O divizare strictă a reactivilor modificatori după acțiunea lor asupra procesului de flotare este destul de convențională, deoarece unul și același modificator poate îndeplini funcții diferite. Legat de aceasta clasificarea în *activanți, depresanți, regulatori de mediu*, acceptată de

practică, este destul de limitată și se bazează în special pe scopul pe care îl îndeplinesc reactivii în fiecare caz concret. Dar acțiunea reactivilor modificatori se schimbă mult în funcție de natura mineralelor supuse flotației, tipul colectorului folosit, compoziția ionică a tulburelii, precum și de însuși concentrația modificatorului. De aceea unul și același reactiv în unele cazuri poate fi activant, în altul, depresant.

Reactivii modificatori își exercită funcția în mod diferit:

— pot acționa asupra suprafeței mineralului schimbînd compoziția ei chimică, realizînd prin aceasta o amplificare ori o înrăutățire a acțiunii mineralului cu colectorul. Așa este de exemplu acțiunea activantă a sulfatului de cupru asupra blendei cînd se formează o peliculă de sulfură de cupru ce acționează cu xantogenatul și acțiunea depresantă a cianurii care dizolvă această peliculă de sulfură de cupru, reducînd fixarea xantogenatului;

— modificatorii pot înlătura colectorul fixat pe mineral, împiedicînd astfel flotația. O asemenea acțiune are loc de exemplu în cazul introducerii în tulbureală a sulfurii de sodiu cînd ionii de sulf și sulfhidrici înlătură xantogenatul de la suprafața mineralelor;

— modificatorii pot schimba flotabilitatea mineralelor independent de acțiunea lor cu colectorii. Această acțiune este posibilă deoarece neomogenitatea suprafeței mineralelor permite fixarea concomitentă a colectorului și modificatorului, fixare ce poate amplifica ori reduce efectul hidrofobizant al colectorului;

— unii modificatori acționează asupra mediului schimbînd pH-ul, astfel influențînd starea reactivului colector și hidrofobitatea mineralului:

— unii reactivi modificatori influențează asupra procesului de formare a spumei, stabilirea și gradul de dispersie a bulelor de aer, influențînd mineralizarea și timpul de inducție;

— unii reactivi modificatori conduc la floculare selectivă a suspensiilor fine înainte de flotare.

Sînt cazuri cînd unul și același modificator acționează atît asupra mineralului în mai multe forme, cît și asupra bulelor de aer.

Modificatori activanți sînt reactivi ce facilitează fixarea colectorilor pe minerale. Mecanismul acțiunii activante a reactivilor modificatori [22] constă în:

1) Creșterea sub acțiunea reactivilor modificatori activanți a cantității centrilor de adsorbție orientată a colectorului la suprafața mineralului. Aceste procese decurg prin chemosorbție ori reacție de schimb. Reactivul modificator introdus în tulbureală, influențînd compoziția fazei lichide afectează și suprafața particulelor solide. Astfel acționează sulfatul de cupru asupra blendei, conducînd la activarea acesteia, ceea ce facilitează fixarea xantogenatului. Tot astfel poate avea loc adsorbția ori schimbul de cationi de calciu, fier la suprafața cuarțului și altor silicați. Ca urmare a acțiunii modificatorilor, se poate schimba compoziția suprafeței la tratarea cu acizi ori cu reactivi sulfurizanți, cînd are loc înlăturarea ori împiedicarea acțiunii peliculelor hidrofile de la suprafața mineralelor. Prin dizolvarea stratului superficial depresant se explică acțiunea acidului sulfuric asupra piritei, cînd în prezența oxigenului la suprafața mineralului se formează sulfidosulfat de fier datorită dizolvării peliculelor de hidroxid feros (feric) și a sulfaților bazici de fier. Deoarece

solubilitatea sulfidosulfatului de fier este mai mare decît a sulfidoxantogenatului de fier, ionii de xantogenat la alcalinitate redusă vor înlocui ionii sulfat în stratul superficial, adică după adăugarea acidului sulfuric are loc activarea piritei.

2) Creșterea activității de flotație a colectorului. Așa se explică acțiunea activantă cînd după dozarea reactivului ionii acestuia formează împreună cu cationii din tulbureală compuși insolubili ori puternic stabili, prevenind astfel reacția cationilor cu colectorul (acest proces previne formarea de săruri mai puțin active). Aceasta se realizează prin introducerea în sistem a reactivilor ce măresc *p*H-ul tulburelii și asigură un raport optim între forma ionică moleculară a reactivului, capabil să asigure hidrofobitatea maximă a mineralului.

Se mai poate amplifica acțiunea colectorului și prin dozarea reactivilor neionogeni, defloculanți, care aduc produsele de reacție ale colectorului cu ionii din tulbureală într-o stare dispersă, făcîndu-i capabili să se fixeze pe mineral ș. a.

3) Amplificarea forțelor de atracție a suprafeței mineralelor cu bulele de aer. Reactivii modificatori conform acestui mecanism pot forma la suprafața bulelor de aer o peliculă de particule coloidale (rezultat al reacției dintre modificatori cu ionii din tulbureală și cu colectorii). Aderarea particulelor coloidale la bula de aer duce la subțierea filmului apos, amplifică forțele de atracție dintre bulă și particula minerală, iar o amplificare locală (aceasta deoarece de regulă numai parțial suprafața bulei se acoperă cu particule coloidale) a forțelor de atracție conduce la atingerea de către acestea a nivelului necesar pentru ruperea filmului apos.

Avînd în vedere faptul că în timp particulele coloidale cresc în dimensiune, creștere ce nu este dorită deoarece în loc de activare poate avea loc un proces invers de împiedicare a actului de aderare a particulei la bula de aer, pentru a preveni aceasta în proces se dozează reactivi modificatori care asigură o stare dispersă a particulelor coloidale. Acești reactivi au rol de stabilizatori, ei modifică viteza de creștere dimensională a produselor de reacție ce se formează în faza lichidă, ceea ce permite menținerea lor în stare dispersă pe o perioadă mai lungă de timp, timp în care poate avea loc fixarea lor la suprafața bulelor.

4) Creșterea intensității de dispersare a fazei gazoase, ce poate fi pusă pe seama schimbării viscozității fazei lichide. Acest mecanism este mai puțin studiat.

Avînd în vedere formele multiple de prezență a modificatorilor în faza lichidă, diferite mecanisme de acționare pot avea loc în același timp.

Se prezintă în continuare reactivii activanți folosiți mai frecvent în practică.

Sulfatul de cupru, $CuSO_4 \cdot 5H_2O$, este activant pentru blendă și mai puțin pentru pirită, pirotină. Acționează formînd compuși superficiali activanți. Activarea blendei are loc prin substituirea ionilor de Zn^{2+} cu ioni Cu^{2+}:

$$ZnS|ZnS + Cu^{2+} = ZnS|CuS + Zn^{2+}$$

Viteza de acționare a sulfatului de cupru depinde de *p*H-ul tulburelii. În mediu alcalin activarea este mai lentă, deoarece concentrația de ioni de cupru este mai redusă, parte din ei fiind legați sub formă de hidroxid de cupru,

optimum pentru activarea blendei fiind pH=6—7. În funcție de pH, la activarea blendei cu ioni de Cu^{2+} are loc și un proces redox cînd Cu^{2+} se reduce la Cu^{+}. Consumul de sulfat de cupru recalculat în substanța anhidră este de 200—400 g/t minereu. Excesul nu este dorit deoarece ionii de cupru din soluție vor forma xantogenat de cupru, ridicînd astfel consumul de colector.

Sulfurizatori. Drept sulfurizatori se pot folosi orice compuși sulfurici sau hidrosulfurici solubili ca: Na_2S, NaHS, K_2S, $(NH_4)_2$, S, CaS, BaS etc.

La practică cel mai frecvent se folosește Na_2S.

La acțiunea sulfurii de sodiu cu mineralele oxidice la suprafața lor decurge o reacție chimică eterogenă de sulfurizare. De exemplu, sulfurizarea cerusitei decurge după reacția:

$$PbCO_3|PbCO_3 + Na_2S = PbCO_3|PbS + Na_2CO_3$$

În mod analog are loc sulfurizarea anglezitului $PbSO_4$, malahitului $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$, azuritului $(CuCO_3)_2 \cdot Cu(OH)_2$ și la cald a calaminei, smithsonitului.

Ionii de sulf sînt depresanți pentru sulfuri, de aceea atîta timp cît în tulbureală vor fi prezenți ioni liberi de sulf, mineralele sulfurizate vor rămîne depresate. Atunci cînd ionii de sulf se oxidează, pe suprafața mineralului se formează pelicula de sulfură-sulfat care acționează cu xantogenatul.

Activarea cu sulfură de sodiu se poate reprezenta astfel:

$$PbCO_3 + Na_2S \rightarrow \underset{\text{la exces de } Na_2S \text{ în tulbureală.}}{PbCO_3|PbS} \rightarrow \underset{\text{la oxidare și în lipsa ionilor } S^{2-} \text{ în tulbureală.}}{PbCO_3|PbS|PbSO_4}$$

$$PbCO_3|PbS|PbSO_4 + 2KX \rightarrow PbCO_3|PbS|PbX_2 + K_2SO_4$$

unde X este ion de xantogenat.

Consumul de sulfură de sodiu este valabil de 200 pînă la 700 g/t. Pentru a obține o extracție satisfăcătoare se practică sulfurizarea repetată. Uneori se dozează și sulfat de amoniu care reduce pH-ul, reduce formarea coloizilor și accelerează creșterea peliculei sulfurice pe mineral.

Acidul sulfuric este activant pentru minereurile piritoase oxidate. Uneori se dozează pentru reducerea alcalinității la flotarea piritei. În acest scop se mai folosesc anhidride acide, gazoase SO_2 și CO_2.

Cianurile activează minereurile cuprifere oxidate prin dizolvarea compușilor oxidici ai cuprului. La folosirea lor se va evita excesul de reactiv deoarece poate avea loc depresarea sulfurilor de cupru.

Amoniacul îmbunătățește activarea blendei cu sulfat de cupru

$$CuSO_4 + 4NH_4OH \rightarrow Cu(NH_3)_4SO_4 + H_2O$$

Ionul $Cu(NH_3)_4^{2+}$ este un bun activant al blendei și contrar sulfatului de cupru nu se precipită la pH ridicat. Flotația piritei depresantă de var de asemenea poate fi activată prin dozarea amoniacului.

Silicatul de sodiu în cantități reduse are acțiune activantă, îmbunătățind adeziunea particulelor minerale la bula de aer pe seama peptizării șlamurilor,

ori legînd cationii din tulbureală sub forma unor compuşi greu solubili, favorizînd astfel acţiunea colectorului.

Oxigenul la acţiune de scurtă durată schimbă flotabilitatea mineralelor, prin oxidarea lor parţială permite ionilor de colector să înlocuiască ionii SO_4^{2-} la suprafaţa mineralelor oxidice. O acţiune îndelungată a oxigenului este nedorită, produsele de reacţie a xantogenatului cu pelicula oxidată de pe mineral se exfoliază. De aceea, oxidarea îndelungată pe lîngă risipa de colector în loc de activare va conduce la depresarea flotaţiei. În condiţii obişnuite, conţinutul de oxigen din tulbureală este suficient pentru oxidarea superficială a sulfurilor, însă cantitatea de oxigen din tulbureală trebuie controlată deoarece sînt situaţii cînd unele minerale sînt mari consumatori de oxigen (ex. pirotina) şi în prezenţa acestora se recomandă aerarea tulburelii înainte de flotaţie.

Modificatori depresanţi sînt substanţe ce reduc adsorbţia colectorului pe suprafaţa mineralelor şi amplifică umectarea, reducînd astfel flotabilitatea. Acţiunea lor este foarte complexă şi complicată. Mecanismul acţiunii depresante [23] a reactivilor modificatori constă în mai multe aspecte.

1) Ca rezultant al adsorbţiei, chemosorbţiei ori fixării ionilor sau micelilor depresantului la suprafaţa mineralului se formează o peliculă hidrofilă stabilă. Cu cît energia de hidratare a ionilor depresantului este mai mare cu atît mai puternică este fixarea peliculei hidrofile. Drept urmare, are loc ocuparea suprafeţelor libere ale mineralului de către depresant precum şi înlăturarea de către depresant a ionilor anterior adsorbiţi (colectori ş. a.), urmată de hidrofilizarea suprafeţei. În acest fel se explică încetinirea timpului de inducţie la aderarea mineralului la bula de aer în absenţa colectorului, depresarea mineralelor în prezenţa concomitentă atît a depresantului cît şi a colectorului. Tot ca urmare a formării unei pelicule hidrofile se reduce flotabilitatea mineralelor cînd are loc autodepresarea, cum este cazul sulfurilor de sub acţiunea oxigenului din aer îşi modifică proprietăţile superficiale.

Ca o variantă a acestui mecanism poate fi considerată fixarea la suprafaţa mineralelor a polimerilor naturali ori sintetici, a căror acţiune depresantă este legată de faptul că ei posedă un număr mare de grupe polare: OH, CH, CHO, COOH, NH_2 care sînt puternic hidratabile. Aceşti polimeri depresanţi au lungimea moleculelor mai mare decît radicalul hidrocarburic al colectorului, ceea ce permite ca ei să împiedice aderarea particulei minerale la bula de aer, chiar dacă pe mineral este prezent şi colectorul. O asemenea acţiune o au amidonul, dextrina, taninul, carboximetilceluloza ş. a. Tot astfel se explică şi depresarea prin fixarea peliculelor coloidale.

Acest mecanism de acţionare a depresantului frecvent este însoţit de reducerea cantităţii de colector fixat, însă acest fenomen nu este obligatoriu.

2) Ocuparea şi blocarea de către depresant, la suprafaţa mineralelor, a centrilor activi capabili să acţioneze cu colectorul. Pe această cale are loc reducerea suprafeţei ocupate de ioni ori molecule orientate ale colectorului.

De regulă primul şi al doilea mecanism de depresare are loc în acelaşi timp însă aceasta nu este obligatoriu, fiind în funcţie de concentraţia reactivilor în faza lichidă.

3) Dezactivarea suprafeţei mineralului raportată la colector, prin dizolvarea ori schimbarea naturii chimice a centrilor activi de fixare a colectorului. Acest mecanism de acţiune depresantă are o mare importanţă pentru sulfuri

de cupru, plumb, zinc, mercur și parțial pentru oxizi și silicați (cuarț, albit, microclin, columbit ș. a.). Fixarea colectorului pe sulfuri este posibilă păstrîndu-se structura slab oxidată ori neoxidată a acestora. Prin dizolvarea centrilor activi are loc depresarea cu cianură a mineralelor de zinc, depresarea cu acizi a cuarțului ș. a. Tot astfel acționează depresanții ce modifică suprafața mineralului, formînd compuși ce nu adsorb colectorul, ori sînt slab legați cu suprafața exfoliindu-se după reacția cu colectorul. Acest fenomen se constată la oxidarea excesivă a suprafeței mineralelor de sulfuri sub acțiunea oxigenului din apă, a permanganatului, bicromatului etc.

4) Depresarea unor minerale se poate datora legării ionilor activanți din soluție și transformării lor în compuși insolubili, ceea ce reduce numărul de centri activi de fixare a colectorului la suprafața mineralelor. Astfel acționează cianura legînd ionii de cupru care ar putea activa blenda, precum și polifosfații ce complexează ionii de calciu care ar putea activa cuarțul și alți silicați.

5) Legarea de către ionii de depresant a ionilor de colector și transformarea lor în produși slab activi, insolubili. Astfel acționează cationii metalelor polivalente cu colectorii anionici în ape dure și de recirculație.

6) Schimbarea de către depresant a stării suprafeței bulelor de aer. Pe bule, dn anumite condiții, se adsoarbe o peliculă densă de compuși coloidali frecvent produși ai reacțiilor chimice ce decurg în faza lichidă. Această fixare ecranează suprafața bulelor, pelicula împiedicînd aderarea particulei minerale la bula de aer.

7) Depresarea, ca urmare a adsorbției la suprafața mineralelor a unor ioni ce măresc adsorbția reactivului depresant. Astfel, adăugarea în tulbureală a cationului Zn^{2+} determină adsorbția lui predominantă pe suprafața blendei ceea ce ușurează adsorbția ionilor OH^-, CN^- etc., adăugați mai tîrziu. Pentru depresarea piritei cu cianură se creează astfel de condiții, încît în tulbureală (deci și pe suprafața piritei) să se găsească ioni de fier bivalent, ceea ce intensifică depresarea piritei sub acțiunea cianurii.

Condițiile în care acționează depresanții. Acțiunea depresantă a reactivilor modificatori este în funcție de tipul colectorului utilizat, de compoziția ionică a tulburelii.

Reactivul ce este depresant în cazul colectorului anionic, în majoritatea cazurilor nu este depresant dacă se folosește colector cationic. Pe măsura creșterii concentrației reactivului colector, acțiunea depresantă scade și invers. Acțiunea depresantă este în funcție de conținutul ionilor de hidrogen și hidroxil (pH-ul tulburelii), aceasta deoarece majoritatea depresanților hidrolizează și activitatea lor este în funcție de pH (ex. cianura de sodiu, sulfura de sodiu, silicatul de sodiu ș. a.). Asupra unor minerale însuși ionii de hidroxil au acțiune depresantă; spre exemplu ionii hidroxil depresează mineralele ce conțin metale ale căror hidroxizi sînt greu solubili. În acest caz, ionii hidroxil sînt capabili să înlăture ionii de colector de la suprafața mineralelor. Ionii hidroxil depresează mineralele ce conțin fier, datorită solubilității reduse a hidroxizilor de fier.

La concentrația dată de colector anionic, există o valoare critică de pH a tulburelii peste care începe depresarea datorită înlocuirii în stratul superficial a ionilor de colector de către ionii de hidroxil, pH critic ce depinde de tipul de colector, concentrație, temperatură.

Valoarea critică a *p*H-ului este determinată de relația:

$$\frac{X^-}{OH^-} = K$$

în care: K este o valoare constantă la o temperatură dată; X^- — concentrația ionilor de xangogenat; OH^- — concentrația ionilor hidroxil.

De aici rezultă că flotația este posibilă dacă $\frac{X^-}{OH^-} < K$, și lipsește dacă $\frac{X^-}{OH^-} > K$.

La creșterea concentrației colectorului în tulbureală de 10 ori, valoarea critică a *p*H-ului crește de 0,9—1 ori, adică concentrația ionilor OH^- crește de 10 ori.

Dintre reactivii depresanți mai frecvent folosiți în practică se menționează în continuare.

Alcaliile depresează ușor mineralele ce conțin fier-pirită, arsenopirită, pentlandit, pirotină, hematit, limonit. Depresează de asemenea galena, iar la concentrații mari toate sulfurile. Nu sînt depresante în mediu alcalin sulfurile secundare de cupru (calcozina, covelina) și blenda activate cu ioni de cupru. Drept depresanți, alcaliile se folosesc la separarea sulfurilor cuprifere de pirită, a blendei activate de pirită și a sulfurilor cuprului de pentlandită și pirotină.

Alcaliile se folosesc larg și la flotația substanțelor nemetalifere.

Hidroxidul de sodiu este puternic depresant al flotației sulfurilor cu xantogenați, favorizează flotația aurului liber și este depresant pentru hematit, cassiterită, feldspați ș. a.

Pentru unele minerale flotate cu oleat de sodiu sau acid oleic, hidroxidul de sodiu este agent de desorbție. La flotația monazitei, piroclorului și zirconului urmată de tratarea cu NaOH la *p*H=11—12 are loc desorbția selectivă a colectorului, ceea ce permite separarea monazitei numai cu spumant (ulei de pin) deoarece colectorul s-a înlăturat practic total de pe piroclor și zircon, iar colectorul rămas pe monazită permite flotarea ei [23].

Soda calcinată, fiind o sare a unui acid slab și baze tari, în soluții apoase hidrolizează alcalin. Limita maximă a *p* H-ului format de sodă este de 10,5, de aceea soda ca depresant se folosește rar. Are acțiune depresantă la flotația cu acid oleic a corundului, zicronului și piroclorului. Soda permite separarea spodumenului de beril. Soda adăugată în operația de măcinare previne activarea cu ioni de fier a mineralelor de gangă.

Varul frecvent se folosește la flotația minereurilor sulfurice, la consum de 1—2kg/t. Este depresant pentru sulfuri de fier, aur, iar la consumuri mai mari și pentru minerale de cupru (enargit), galenă, marmatit, pentlandit, mercur metalic. La flotația minereurilor nesulfurice cu acizi grași varul nu se poate folosi, el influențînd negativ asupra colectorului. La flotația cu colectori cationici varul depresează silicații.

Cianurile depresează sulfurile de fier, blenda și în concentrații mai mari calcopirita. Sulfurile secundare de cupru și în special covelina, calcozina, se depresează mai greu cu cianură. Cianura, NaCN, acționează numai asupra blendei feruginoase, acțiunea depresantă asupra blendei lipsite de

fier scăzînd pe măsura creșterii consumului. Dimpotrivă pentru asemenea blende la pH ridicat și consumuri mărite de NaCN se constată activare. Acțiunea activantă a NaCN se previne prin dozarea împreună cu $ZnSO_4$ pentru formarea cianurii de zinc și a cianurii complexe ce sînt de asemenea depresanți și pentru mineralele secundare de cupru.

Raportul KCN: $ZnSO_4$ este 1:2,18 pentru formarea $Zn(CN)_2$ și 1:1,09 pentru formarea $K_2Zn(CN)_4$.

Amestecul de sulfat de zinc și cianură se dozează în mediu alcalin la pH = 7,5—9,0 format de sodă și uneori de var. La flotarea minereurilor polimetalice sulfurice amestecul sulfat de zinc — cianură se folosește la separarea calcopiritei de blendă, pirită; a galenei de calcopirită, pirită; galena de blendă și pirită.

Metalele după solubilizarea xantaților lor în cianură [24] se împart în trei grupe:

— *grupa I:* Pb, Bi, Sn, As, Ru — xantogenații acestor metale nu se depresează cu cianuri;

— *grupa II:* Hg, Cd, Cu — xantogenații acestor metale se solubilizează slab în cianuri; iar sulfurile sînt depresate de cianuri doar la consumuri ridicate;

— *grupa III:* Zn, Pd, Ni, Au, Fe — xantogenații acestor metale se solubilizează bine în cinauri, iar sulfurile lor și aurul nativ se depresează ușor de către cianuri.

După locul metalelor în aceste grupe se poate stabili ușurința ori greutatea separării sulfurilor prin dozarea cianurilor; cu cît mai departe se situează un metal de altul, cu atît mai ușor se separă sulfurile lor.

Acțiunea principală la folosirea cianurii și sulfatului de zinc probabil se datorește cianurii de zinc care joacă rol de rezervă tampon pentru formarea și menținerea conținutului ionilor cian la nivel constant după reacția:

$$Zn(CN)^2 \rightleftharpoons 2CN^- + ZN^{2+}$$

Anionul CN^- se adsoarbe pe mineral împidicînd adsorbția xantogenatului și de asemenea acționează cu ionii de cupru din tulbureală după reacția:

$$2Zn(CN_2) + 2Cu^{2+} \rightarrow Cu(CN)_2 + 2Zn^{2+} + (CN)_2$$

Cianura de zinc se adsoarbe pe mineral formînd o peliculă hidrofilă ce conține zinc puternic fixat pe mineral, peliculă ce împiedică adsorbția xantogenatului.

De asemenea, are loc schimbul ionilor Zn^{2+} cu ioni Cu^{2+} ce sînt activați și se formează cianuri complexe de cupru.

Acțiunea diferă în funcție de pH. La valori de pH pînă la 8,5 se adsoarbe cianura de zinc, iar la pH=8,5—10, depresarea se realizează prin menținerea concentrației cianurii libere ce împiedică adsorbția xantogenatului, precum și datorită formării hidroxidului de zinc.

La folosirea cianurilor trebuie ținut seama de toxicitatea lor. Deoarece în mediu acid ele formează acid cianhidric, cianurile se folosesc numai în mediu bazic la pH=7—10, la consum 50—200 g/t.

Feri și ferocianurile, $K_3Fe(CN)_6$ și $K_4Fe(CN)_6$, se folosesc pentru depresarea sulfurilor secundare de cupru. Acțiunea depresantă a fericianurii se

datorește formării fericianurilor metalelor grele sub forma coloidală și lipirii lor pe minerale, iar acțiunea ferocianurii se datorește capacității de oxidare a acesteia. Fericianurile practic nu depresează pirita, foarte slab depresează galena, iar calcopirita se depresează numai la consumuri ridicate.

Sulfatul de zinc, $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$, se folosește de obicei în mediu de sodă pentru depresarea blendei. La *p*H=7—10 se formează un precipitat de carbonat de zinc care se fixează pe toate mineralele, dar are acțiune depresantă numai asupra blendei. Amestecul de sodă-sulfat de zinc este recomandat pentru decuparea și deferizarea concentratelor zincoase. Consumul de sulfat de zinc (anhidru) este 2—4 kg/t concentrat, iar cel de sodă, de cca 1 kg/t. În spumă vor trece calcopirita, pirita, iar blenda se obține ca produs cameră. Înainte de flotație este necesară desorbția colectorului cu sulfură de sodiu.

La *p*H peste 10,8—11 în mediu de hidroxid de sodiu se pot forma zincați după reacția:

$$Zn(OH)_2 + OH^- \rightleftarrows Zn(OH)_3^- + OH^- \rightleftarrows Zn(OH)_4^{2-}$$

Ionii zincat se adsorb de către blendă și nu se adsorb de către calcopirită, bornit, galenă, pirită, fapt pentru care numai blenda este depresată de către aceștia. Dozarea lor asigură rezultate superioare comparativ cu cianurile și sulfatul de zinc.

Zincații se pregătesc prin dizolvarea sulfatului de zinc în hidroxid de sodiu. Consumul de sulfat de zinc (anhidru) la depresarea cu zincați a blendei este de 2,5 kg/t concentrat colectiv de Pb—Cu—Zn, iar consumul de hidroxid de sodiu de 3 kg/t.

Sulfura de sodiu, Na_2S, este depresant puternic pentru toate mineralele de metale neferoase, cu excepția molibdenitei. Este depresant eficient pentru oxizi și silicați activați de cationi și compuși ai fierului. Depresează selectiv mineralele de titan, zirconiu și nu depresează limonita.

Se folosește la depresarea sulfurilor în procesul de flotație a mineralelor nesulfurice. Frecvent se dozează la retragerea concentratelor de molibden în vederea separării sulfurilor, la flotația minereurilor polimetalice pentru desorbția colectorului de pe concentratele colective, precum și pentru desorbția selectivă a oleatului de sodiu în procesul de separare a unor minerale de metale rare cum sînt piroclorul, zirconul, monazita ș. a.

Sulfura de sodiu depresează sulfurile și unii oxizi prin înlăturarea de pe minerale a colectorului.

Acțiunea depresant selectivă a sulfurii de sodiu probabil depinde de raportul — colector depresant la suprafața mineralelor, raport ce este diferit pentru diferite minerale. Cu cît suprafața mineralelor conține mai mulți centri activi de fixare a colectorilor cu atît este mai redusă acțiunea depresantă a sulfurii de sodiu. Sulfura de sodiu, crescînd alcalinitatea, acționează asupra stabilității suspensiilor minerale, de asemenea, influențează și spumarea.

La dozarea sulfurii de sodiu o importanță deosebită o are timpul de agitare, la timpi mai mari se reduce acțiunea depresantă.

În unele cazuri se înlocuiește cu hidrosulfura NaSH, ce reduce valoarea *p*H-ului.

Uneori se înlocuiește cu sulfura de bariu, BaS (la flotarea mineralelor oxidate de cobalt după încălzire), ori cu sulfură de calciu, CaS.

Depresanți sulfoxidici. Acidul sulforos și sărurile sale (H_2SO_3 și Na_2SO_3) precum și tiosulfatul ($Na_2S_2O_3$) sînt depresanți pentru blendă și pirită. La depresarea cu acid sulfuros sau cu sărurile acestuia o importanță deosebită o au sărurile de fier.

Astfel, acidul sulfuros depresează la $pH = 4$ numai blendele feruginoase. Amestecul de sulfit de sodiu și sulfat feros depresează blenda și pirita, dar nu depresează calcopirita și covelina și de aceea se folosesc pentru separarea de blendă și pirită a sulfurilor cuprifere. La $pH=5,5-6,2$ acest amestec depresează galena și de aceea se practică pentru separarea acesteia de calcopirită.

Cînd minereurile conțin sulfuri secundare de cupru, pentru separarea acestora depresarea galenei se realizează cu $FeCl_3$ ori $FeSO_4$ împreună cu tiosulfat de sodiu. În locul sărurilor de fier se poate doza sulfat de aluminiu.

Depresarea galenei cu aceste săruri se datorează fixării precipitatelor din hidroxizi feros, feric, formării ionilor complecși disulfitoferitici și sulfit-sulfatoferitici, precum și datorită adsorbției oxigenului din tulbureală ca urmare a oxidării ionilor sulfit la sulfat.

La separarea molibdenitei de calcopirită prin depresarea calcopiritei cu amestec de sulfit de sodiu și sulfat de cupru, hidrofilizarea suprafeței are loc probabil ca urmare a adsorbției combinației complexe de sulfit de cupru, $Na_3[CuSO_3(OH)_2]$.

Cromatul și bicromatul de potasiu $KCrO_4$ și $K_2Cr_2O_7$, sînt depresanți pentru galenă și se folosesc pentru separarea concentratelor colective plumbo-cuproase, la consum 0,2—0,5 kg/t de concentrat. Acțiunea depresantă se explică prin fixarea chimică la suprafața galenei și piritei a anionului CrO_4 și $HCrO_4^-$, fixare ce are loc independent de fixarea xantogenatului. Acționează la $pH = 7$. Ei mai acționează prin oxidarea mineralelor și a xantogenaților. Cromatul de potasiu activează flotația fluorinei și depresează baritina la flotația cu acizi grași. Bicromatul depresează slab baritina și puternic calcita.

Permanganatul de potasiu, $KMnO_4$, depresează selectiv arsenopirita, pirotina la $pH = 7,5 - 9$ în prezența piritei; depresează blenda și sulfurile de cupru în prezența galenei.

Din minereuri complexe ce conțin pirotină, pirită, arsenopirită după activare cu sulfat de cupru se flotează cu xantați și aerofloți un concentrat colectiv care se retratează cu 10 kg/t $KMnO_4$ pentru depresarea pirotinei și după aceea adăugînd 30 kg/t $KMnO_4$ se separă pirita prin depresarea arseno-piritei.

Silicatul de sodiu, $Na_2O \cdot mSiO_2$, se folosește ca drepesant pentru silicați și cuarț precum și pentru separarea selectivă a unor minerale cu flotabilitate apropiată cum sînt: calcita, fluorina, scheelita, prin tratarea la cald a concentratului colectiv cu consumuri de silicat de 8—15 kg/t concentrat. Cuarțul activat cu ioni de fier nu se depresează cu silicat de sodiu.

Acțiunea sa este în funcție de pH. Soluțiile acide de silicat de sodiu s-au dovedit depresanți mai puternici decît cele alcaline ca urmare a faptului că în mediu acid are loc o puternică absorbție a micelelor de silicat, silicatul activat acid ($pH=1-2$) se folosește la flotația minereurilor cu calcită-scheelită.

Silicatul de sodiu depresează ca urmare a înlăturării ionilor colectorului de către ioni de $HSiO_3^-$, SiO_3^{2-}, OH, a fixării ionilor de silicat concomitent cu colectorul precum și prin fixarea particulelor coloidale hidrofile de acid silicic la suprafața mineralelor.

Silicatul de sodiu are și acțiune peptizantă asupra suspensiei minerale și influențează asupra stabilității stratului de spumă.

Consumul silicatului de sodiu este 100—300 g/t pînă la 2—3 kg/t, iar la tratările în vederea desorbției selective a colectorului ajunge la 5—10 kg/t.

Sărurile metalelor polivalente. Depresează flotația multor minerale. Depresarea se explică prin modificarea *p*H-ului, înrăutățirea spumării, modificarea formei colectorului anionic din ionică în moleculară. Sărurile nefixate pe mineral vor reacționa cu colectorul anionic formînd diferite săpunuri metalice ce nu posedă acțiune colectoare. Prevenirea acțiunii sărurilor este posibilă fie prin înlăturarea lor, fie introducînd modificări ce împiedică fixarea lor pe minerale.

Cationii monovalenți Na, K și bivalenți Ca, Mg, Fe, Cu nu influențează flotația cuarțului cu colectori cationici, pe cînd cationii trivalenți Al, Fe au o puternică acțiune depresantă prin reducerea sorbției aminei.

În general tendința este de a înlătura sărurile deoarece ele îngreunează selectivitatea. Introducerea sodei și altor reactivi regulatori neutralizează acțiunea sărurilor. Spălarea minereurilor înainte de flotație favorizează separarea selectivă a mineralelor.

Depresanți organici. Acești reactivi acționează depresant asupra mineralelor formînd în tulbureală particule coloidale. Frecvent din această grupă se folosesc amidonul, taninul, dextrina, carboximetilceluloza.

Amidonul are acțiune depresantă asupra molibdenitei, iar la consumuri mai ridicate și asupra sulfurilor de plumb, argint ș. a.

Este de asemenea depresat eficient pentru talc, grafit, minerale cărbunoase șisturi, curț, silicați, piroclor, egirin, fluorină, baritā ș. a.

Amidonul hidrolizat depresează eficient oxizii de fier. Amidonul depresează fixîndu-se pe mineral prin legături de hidrogen. La fixare participă un mare număr de grupe polare ale fiecărei molecule a polimerului de aceea se realizează o legătură stabilă a depresantului cu mineralul. Consumul de amidon este de 0,1—1 kg/t.

Dextrina este depresant mai slab și mai selectiv în comparație cu amidonul. Acțiunea selectivă este mai pronunțată în mediu alcalin. Se folosește la flotația aurului pentru depresarea rocilor cărbunoase și a silicaților (talc, sericit).

Depresează selectiv barita la separarea de fluorină cu acid oleic; depresează oxizii de fier și spodumenul de flotația cuarțului, micei, feldspatului cu colectori cationici.

Acționează asupra mineralului prin hidratare și prin reducerea adsorbției colectorului.

Carboximetilceluloza înlocuiește amidonul și dextrina, ce sînt deficitari. Este derivat al ceulozei, avînd aceeași compoziție chimică cu a amidonului, dar cu un grad de polimerizare mai mare. Este insolubilă în apă, de aceea pentru flotație se dozează sub formă de sare de sodiu. La consumuri de 300—400 g/t. depresează puternic silicații și nu depresează sulfurile. Se folosește pentru flotația minereurilor de cupru, nichel pentru depresarea talcului, cloritului, sericitului, ș. a. La flotația cu colectori cationici a sărurilor de potasiu permite obținerea unor concentrate bogate, ca urmare a reducerii adsorbției colectorului de către șlamurile formate din argilă și carbonați.

Regulatorii de mediu se folosesc în flotație pentru: reglarea *p*H-ului tulburelii, înlăturarea din tulbureală a ionilor nedoriți, reglarea proceselor de dispersare și coagulare a șlamurilor.

Principalele forme de acționare a regulatorilor de mediu alcalini și acizi sînt:

1) modificarea *p*H-ului ce conduce la schimbarea solubilității suprafeței mineralului, la schimbarea raportului formelor ionică și moleculară a colectorilor;

2) formarea de compuși greu solubili — frecvent hidroxizi și carbonați ai metalelor polivalente și ca rezultat formarea de germeni de cristale ce cresc pînă la dimensiuni coloidale disperse; unele din aceste produse disperse influențează procesul de flotație;

3) schimbarea *p*H-ului mediului influențează fixarea reactivilor colectori pe suprafața mineralelor, influențînd flotabilitatea diferitelor minerale;

4) prezența ionilor OH^- conduce la formarea hidroxizilor metalelor polivalente ce reduc fixarea colectorilor anionici;

5) curățirea acidă a unor minerale ce conduc la înlăturarea peliculelor ce frînează fixarea colectorilor; uneori se practică spălarea ce reface posibilitatea de fixare a colectorilor;

6) schimbarea compoziției, a activității stratului dublu electric ce conduce la hidratarea suprafeței mineralelor;

7) schimbarea stabilității de agregare a supensiei minerale. În mediu alcalin frecvent se constată stabilizarea suspensiilor ce conduce la desfacerea agregatelor și la curățirea suprafețelor de șlamuri ce împiedică flotația.

Filmele mai groase dimpotrivă vor împiedica fixarea mineralelor pe bulele de aer și vor depresa flotația.

Reglarea *p*H-ului este procedeul cel mai important de conducere a procesului de flotație.

În continuare se prezintă regulatorii de mediu frecvent folosiți în flotație.

Acidul sulfuric. Acționează în formele 1, 3, 5, 6, menționate mai sus. Se folosește în circuitele de flotație pentru reducerea *p*H-ului mediului.

Așa de exemplu, pirita tratată cu acid sulfuric se flotează intensiv cu xantați și aerofloați.

Frecvent acidul sulfuric se dozează pentru flotația piritei în prealabil depresată de var ori cianuri.

La *p*H=3,2—4,5 asigură flotarea selectivă a sulfurilor de cupru și bismut. Tratarea cu acid sulfuric activează flotația ilmenitei și altor minerale nesulfurice.

După spălarea excesului de acid și în prezența unei cantități suficiente de colector, flotația ilmenitului decurge intens. Mediul de acid sulfuric este prielnic pentru flotarea prealabilă a micei din minereuri de metale rare. De asemenea, în mediu de acid sulfuric se flotează feldspații cu colectori cationici.

Acidul fluorhidric, pe lîngă schimbarea valorii *p*H-ului mediului și solubilizare, mai poate forma compuși complecși. Acționează diferit: activează flotația berilului cu acizi grași, depresează spodumenul și feldspații.

Folosind colectori cationici tratarea prealabilă cu acid fluorhidric activează flotația feldspaților, berilului, ilmenitului, cromitului, spodumenului, zirconului și depresează flotația cuarțului, hematitei, piroclorului.

Alcaliile — varul se dozează frecvent pentru formarea mediului alcalin la flotația sulfurilor, la consumuri pînă la 2—3 kg/t. Hidroxidul de sodiu se

dozează, de asemenea, uneori ca regulator de mediu la flotația sulfurilor și mai frecvent pentru minerale nesulfurice ca: scheelita, apatita, fluorină. Este de asemenea un bun dispersat, favorizînd astfel flotația unor minereuri.

Hidroxidul de sodiu se mai dozează în operația de pregătire a mineralelor pentru flotație. Tratarea prealabilă, urmată de înlăturarea ulterioară a șlamurilor, crește selectivitatea separării mineralelor de litiu, beriliu, de cele de gangă, ca urmare a anihilării efectului activant al unor ioni de metale prezenți în tulbureală. O asemenea acțiune a hidroxidului de sodiu s-a constatat și la separarea altor minerale de metale nesulfuriace, în special la flotația acestora cu acizi grași.

Soda calcinată, de asemenea, se dozează ca regulator de mediu la flotația mineralelor sulfurice și nesulfurice. Ea modifică conținutul de săruri și duritatea apei. Formează *p*H la valori 9—10, iar pentru valori mai mari se dozează împreună cu hidroxidul de sodiu. Se folosește la flotația minereurilor cu wolfram, molibden, litiu, staniu, fosforice, carbonați de mangan, fluorină ș. a.

În tulbureală totdeauna este prezentă o mare cantitate de ioni, cărora concentrația este în funcție de calitatea apei și de solubilitatea mineralelor. Acești ioni sînt „nedoriți" și frecvent au acțiune nocivă. Așa spre exemplu ionii metalelor alcalino-pămîntoase formează cu colectorii grași, săpunuri greu solubile, reducînd astfel concentrația colectorului. Prezența ionilor de sulf depresează sulfurile, iar a celor de cupru împiedică separarea mineralelor cuprifere de blendă. Introducerea reactivilor modificatori de mediu în tulbureală precipită acești ioni, neutralizînd astfel acțiunea lor nocivă asupra flotației.

Atunci cînd pentru flotația unor minerale nesulfurice și de metale rare se folosesc alchilsulfați în prezența ionilor metalelor Fe, Al, Cu, Ca, Ba ș. a., separarea mineralelor utile de regulă trebuie realizată în mediu acid, pentru a nu da posibilitatea formării de hidroxizi care deranjează selectivitatea procesului de separare, iar pentru unele minerale au și acțiune puternic depresantă.

În tulbureală în prezența alcaliilor are loc coagularea șlamurilor fine și fixarea lor pe particulele minerale, ceea ce este dăunător pentru flotație. Dăunătoare este în special coagularea neselectivă și pentru prevenirea ei se dozează reactivi peptizanți ca: silicat de sodiu, amidon.

De regulă acești reactivi sînt și depresanți pentru majoritatea mineralelor, de aceea ei trebuie dozați cu prudență la consumuri mici.

Ca reactivi depresanți se mai folosesc substanțe tensioactive *alchilfenoli oxietilați* și *alchilarilsulfurați*. Ei acționează prin dispersarea în tulbureală a produșilor de reacție, blochează creșterea germenilor de fază solidă și creșterea micelilor colectorului și săpunurilor insolubile de colectori anionici.

În felul acesta se dă posibilitatea coloizilor fin dispersați să activeze flotația unor minerale cum ar fi spre exemplu la flotația mineralelor de fier și mangan cu colectori oxidrilici în ape dure.

Flotația, de asemenea, este favorizată de dozarea unor cantități reduse de floculanți atunci cînd se supun flotației minerale foarte fin măcinate. O condiție însă pentru aceștia este dispersarea prealabilă a șlamurilor cu sodă, hidroxid de sodiu, hexametafosfat după care cu consumuri reduse de floculant (poliacrilamida, ș. a.) are loc floculare selectivă a unor minerale (de ex.: la un minereu cu caolinit-bëmit, bëmitul formează flocule mai mari decît 20 microni pe cînd caolinul rămîne în stare dispersă.

Capitolul 14

MAȘINI DE FLOTAȚIE ȘI UTILAJE AUXILIARE PENTRU FLOTAȚIE

14.1. Clasificarea mașinilor de flotație

Procesul de flotație decurge în mașini de flotație în care are loc dispersarea bulelor de aer și agitarea tulburelii pentru menținerea în stare de suspensie a particulelor minerale, în condițiile suprasaturării tulburelii cu bule de aer.

Factorul principal, determinant pentru calitatea funcționării mașinii de flotație, este *aerarea tulburelii*, determinată de cantitatea de aer ce trece în unitate de timp printr-o unitate de volum de tulbureală (l/m³, min).

Pornind de la procedeul de aerare a tulburelii și de menținere în suspensie a mineralelor, mașinile de flotație se clasifică conform tabelului 14.1.

Tabelul 14.1

Clasificarea mașinilor de flotație după modul de aerare

Tipul	Mod de aerare	Specific constructiv	Exemple
Mecanice	Aerarea se realizează prin agitarea mecanica a aerului aspirat de rotor	Cu rotor radial Cu rotor vertical	Fahrenwold Mehanobr, Krupp, Ipromin, ș. a. Fagergreen
Pneumatice	Aerarea se realizează dozînd aer în tulbureală prin ajutaje ori strat poros	Cu strat poros Cu ajutaje (țevi)	Callow Mc Intos Mehanobr Forrester
Pneumomecanice	Aerarea se realizează prin dozarea aerului ce se dispersează prin mișcarea rotorului	Rotor cu bolțuri Cu rotor radial, rotor tip pompă Cu rotor cu două discuri și bolțuri încrucișate Agitare cu impeler și dozare aer prin ajutaj	Agitair, Mehanobr, I.C.P.M.M.N., ș. a. Denwer, I.C.P.M.M.N. BFP—Sala, MS, Booth, Telman. Minemet Maxwell
Cu presiune variabilă	Aerarea are loc prin degajarea gazelor din tulbureală	Cu vacuum realizat prin legare la rețea de vid Cu compresie, prin injectarea sub presiune a tulburelii	Elmoor Koppe Cu ejector U.R.S.S.

Pentru flotație, importantă este nu numai aerarea tulburelii ci și *dispersia aerului*, și *repartizarea uniformă a bulelor* în întregul volum al tulburelii.

În mașinile de tip mecanic, aerul adsorbit ca urmare a mișcării turbionare a lichidului se dispersează în bule individuale.

În mașinile cu presiune variabilă, aerul se degajă din tulbureală, urmare a reducerii presiunii din tulbureală pe seama mișcării turbionare și a pulsației.

În mașinile pneumatice, aerul se dispersează ca urmare a împingerii lui prin strat poros ori prin schimbarea direcției de mișcare a amestecului de aer-tulbureală.

Pe lîngă dispersie și repartizare a bulelor de aer se ia în considerare și *viteza de plutire* a lor. Pentru determinarea vitezei de plutire a bulelor individuale se folosesc formulele:

— pentru bule cu diametrul 0,1—0,4 m

$$v = \frac{1}{9} \cdot \frac{R^2 g(\rho - \rho_1)}{\mu} \text{ [cm/s]}.$$

în care: R este raza bulei, cm;

g — accelerația forței de gravitație, cm/s²;

ρ și ρ_1 — densitatea apei și aerului, kg/m³;

μ — viscozitatea apei, puaz:

— pentru bulele cu diametrul 0,4—0,9 mm

$$v = 26{,}4\ d \text{ [cm/s]}$$

unde: d este diametrul bulei, mm;

— pentru bulele cu diametrul 0,9—2 mm

$$v = 0{,}127 \sqrt{d} \text{ [m/s]}.$$

În mașinile mecanice și pneumomecanice, diametrul masei principale de bule este 0,85—0,91 mm. În mașinile pneumatice dimensiunea bulelor crește de 1,5—2 ori, iar în mașinile cu presiune variabilă (cu vacuum și cu ejector) dispersia aerului este foarte măruntă, în limitele 0,01—0,1 mm.

Pentru *determinarea vitezei medii de plutire a bulelor* se folosește formula:

$$v_m = \frac{H}{T} = \frac{Hq}{Q_a M} \text{ [cm/s]}.$$

în care: H este înălțimea stratului de tulbureală; cm;

q — cantitatea de aer ce intră în tulbureală, l/s;

M — conținutul de aer din tulbureală (volumetric); %;

Q_a — volumul tulburelii aerate, l;

T — unitate de timp, s.

După această formulă rezultă o viteză medie de 3,7—4,05 cm/s.

Mașinile de flotație se mai deosebesc după modul de trecere a tulburelii, în: *mașini cu curgere liberă* și *mașini cu camere*.

Mașini cu curgere liberă pot fi de forma unei albii, ori albie cu pereți despărțitori, care nu ajung pînă la fundul albiei (fig. 14.1, *a*).

În această categorie se încadrează și *mașinile de tip pneumtic* și *pneumomecanic*.

Mașinile cu camere (fig. 14.1., *b*) sînt formate din camere, prin care din una în alta trece tulbureala, iar circulația și nivelul tulburelii se reglează prin buzunare speciale, care permit reglarea nivelului de la o cameră la alta.

În mașina mecanică (fig. 14.1, *c*) aerul și tulbureala se adsorb în cameră datorită mișcării rotorului ce formează vacuum în tuburile *1* și *2*. În mașina pneumatică (fig. 14.1, *d*) aerul comprimat trece prin strat poros, se dispersează în bule mici și saturează întregul volum de tulbureală.

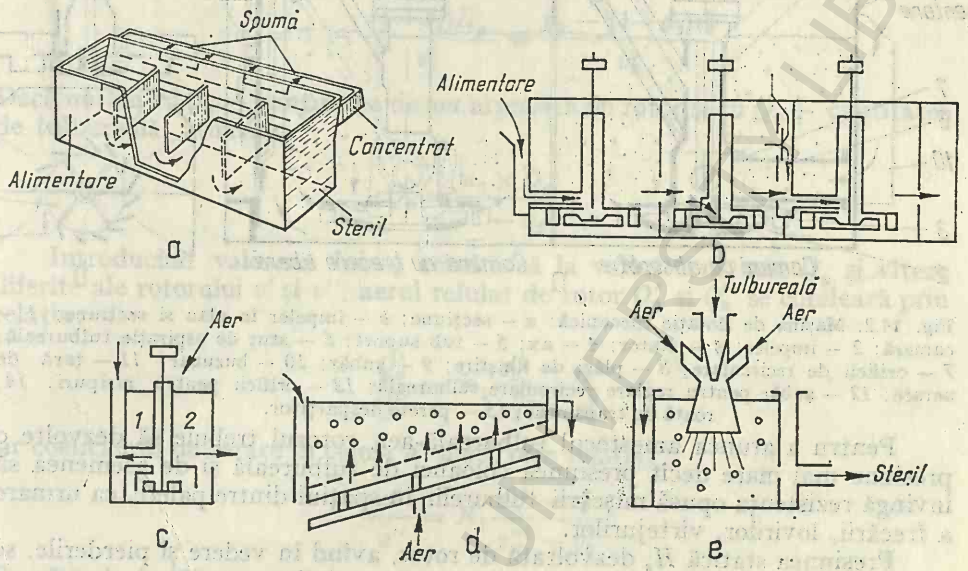


Fig. 14.1. Scheme principale ale unor tipuri de mașini de flotație.

În mașina cu ejector (fig. 14.1, *e*), jetul de tulbureală împins cu viteză mare prin ajutaj adsoarbe aer prin duze de aerare. În acest tip de mașini, datorită schimbării presiunii în difuzor, aerarea tulburelii parțiale are loc și ca rezultat al degajării aerului dizolvat în tulbureală.

14.2. Mașini de flotație mecanice

La mașinile de flotație mecanice (fig. 14.2) detaliul de lucru principal îl constituie rotorul.

Prin mișcarea rotorului, jetul de tulbureală aspiră aer și sub lovitura paletelor are loc amestecul aerului cu tulbureala și aruncarea amestecului în cameră (celulă).

Amestecul aer-tulbureală ce se formează între paletele rotorului este mai ușor decît același amestec din celulă. În partea din interior (spre butuc) rotorul este influențat de presiunea atmosferică, iar către exterior la ieșirea tulburelii din turbină, presiunea este determinată de greutatea coloanei de tulbureală cu înălțimea H_p (de la linia medie a paletelor rotorului pînă la suprafață).

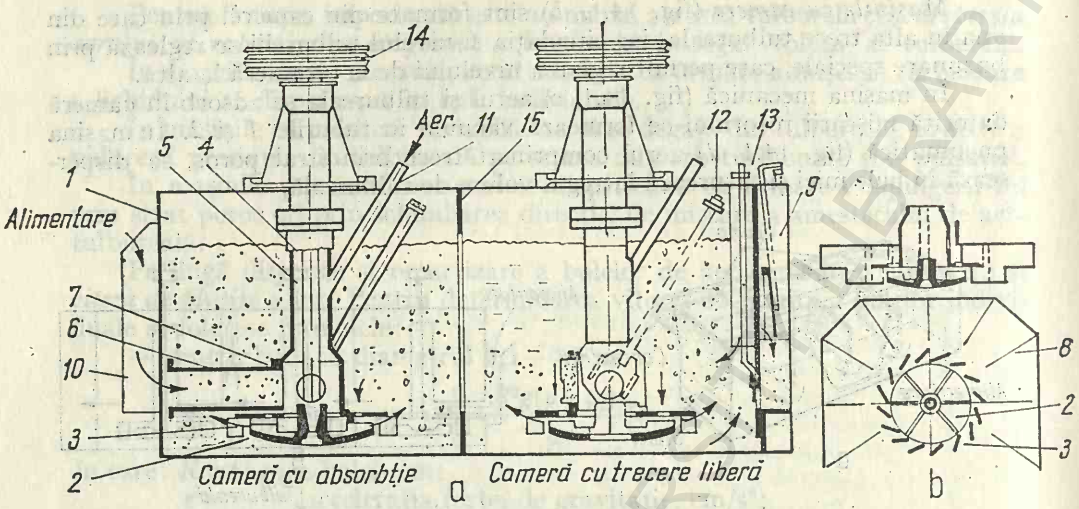


Fig. 14.2. Mașina de flotație mecanică: *a* — secțiune; *b* — impeler în plan și secțiune; *1* — cameră; *2* — impeler; *3* — stator; *4* — ax; *5* — tub suport; *6* — stuț de aspirație tulbureală; *7* — orificii de recirculare; *8* — plăci de liniștire; *9* — șubăr; *10* — buzunar; *11* — țară de aerare; *12* — șubăr pentru reglare recirculare tulbureală; *13* — orificii pentru nisipuri; *14*; roată de transmisie; *15* — perete despărțitor.

Pentru a arunca amestecul tulbureală-aer, rotorul trebuie să dezvolte o presiune mai mare decît presiunea coloanei de tulbureală și de asemenea să învingă rezistența opusă mișcării tulburelii în spațiul dintre palete, ca urmare a frecării, lovirilor, vîrtejurilor.

Presiunea statică H_s dezvoltată de rotor, avînd în vedere și pierderile, se poate determina pornind de la teoria acțiunii mașinilor centrifuge

$$H_s = \frac{\psi v_2^2}{2g}$$

unde: ψ este ceoficient ce depinde de construcția rotorului și condiții de lucru (pentru rotor cu palete radiale fără stator $\psi = 0{,}5—0{,}7$, pentru cel cu stator $\psi = 0{,}75—0{,}8$);

v_2 — viteza periferică a rotorului, m/s;

g — accelerația gravitației, 9,81 m/s.

Dacă viteza periferică v_2 va crește treptat, rotorul nu va aspira aer pînă nu se ajunge la viteza v_0 care este viteza critică cînd presiunea dezvoltată de rotor echilibrează toate rezistențele.

Deoarece pierderile prin frecare sînt mici la viteze mici de curgere a tulburelii, în celulă și la coloane mici ale acesteia, putem considera că pierderile din presiunea dezvoltată de rotor sînt egale cu presiunea coloanei de tulbureală H_p — de la linia medie a rotorului la suprafață

$$H_p = \frac{\psi v_0^2}{2g}$$

unde: v_0 este viteza critică a rotorului la care începe aspirația aerului.

Saturarea tulburelii cu aer va avea loc cînd presiunea dezvoltată de rotor va fi:

$$H = \frac{\psi}{2g}(v_2^2 - v_0^2) = K(v_2^2 - v_0^2)$$

Dacă a_1 este coeficient de aerare a tulburelii din celulă, a_2 — coeficient de aerare a tulburelii aruncată de rotor, atunci după S. I. Mitrofanov [11]:

$$a_2 = 1 - \frac{(1-a_1)H_p}{v_2^2} = \frac{v_2 - (1-a_1)v_0^2}{v_2^2}$$

Dacă notăm cu Q_a — cantitatea de aer aruncată de rotor și cu Q_p — cantitatea de tulbureală, atunci:

$$Q_a = \frac{a_2 \times Q_p}{1 - a_2}$$

Introducînd valoarea lui a_2 rezultă că la valori constante Q_p și viteze diferite ale rotorului v' și v'', aerul refulat de rotor Q'_a și Q''_a se corelează prin relația:

$$\frac{Q'_a}{Q''_a} = K_1 \frac{v_2'^2 - v_0^2}{v_2''^2 - v_0^2}$$

iar coeficienții de aerare în celula a' și a'', prin relația:

$$\frac{a'}{a''} = K_1 \frac{v_2'^2 - v_0^2}{v_2''^2 - v_0^2}$$

Rezultă deci că la capacitate constantă a rotorului după aerul refulat în celulă și aerarea tulburelii va fi direct proporțională cu diferența patratelor vitezei periferice și a vitezei critice a rotorului.

Rotorul mașinii de flotație se deosebește de turbina pompei centrifuge prin aceea că pompa funcționează eficient la încărcare totală cu tulbureală a turbinei, pe cînd rotorul celulei nu poate aspira aer dacă spațiul dintre palete va fi plin cu tulbureală.

Cantitatea de aer aspirată de rotor și consumul de energie depind de caracteristica tulburelii (fig. 14.3).

După cum rezultă din figura 14.3, *a* pe măsura creșterii vitezei periferice aerarea Q_a și consumul de energie N cresc, însă la viteze prea mari agitarea este prea puternică și are loc desprinderea particulelor minerale de pe bula de aer.

Pe măsura creșterii conținutului de solid din tulbureală (a densității), scade aerarea și crește consumul de energie (fig. 14.3, *b*).

Din punctul de vedere al aerării, optimă este o densitate medie a tulburelii.

În mod analog, granulația mare reduce aerarea. Cantitatea de tulbureală și locul de dozare a acesteia, de asemenea, influențează aerarea. Cînd cantitatea de tulbureală dozată în zona centrală a rotorului depășește pe cea optimă (fig. 14.3, *c*) atunci cantitatea de aer scade și rotorul se înfundă. Prin dozarea tulburelii în zonele periferice ale rotorului (recirculare prin orificii practicate

în stator), cantitatea de aer crește obținînd valori mai mari decît atunci cînd se dozează numai în zona centrală (fig. 14.3, *d*).

Se realizează aceasta deoarece sectoarele periferice ale paletelor rotorului au viteză periferică mai mare decît sectoarele apropiate de zona centrală. Din acest motiv, în zona centrală se dozează tulbureala în cantitate optimă și suplimentar se recirculă prin zona periferică.

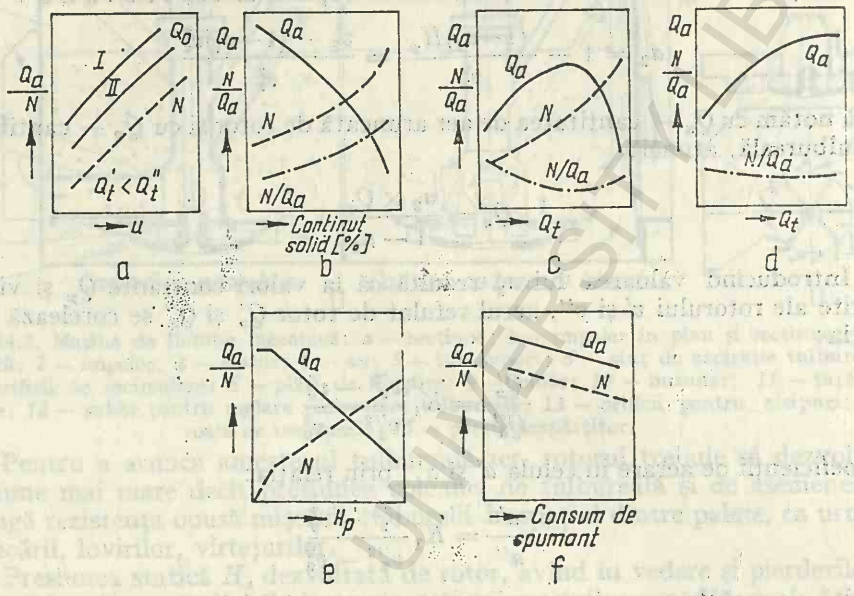


Fig. 14.3. Influența diferitilor factori asupra funcționării rotoarelor cu palete radiale: *a* — viteza periferică; *b* — densitatea tulburelii; *c* — cantitatea de tulbureală alimentată central; *d* — cantitatea de tulbureală alimentată prin orificii în stator; *e* — adîncimea de cufundare a rotorului în tulbureală; *f* — consum de spumant; Q_a — cantitatea de aer aspirat; N — consum de energie; Q_p — cantitatea de tulbureală.

Pe măsura creșterii coloanei de tulbureală H_p (fig. 14.3, *e*) scade aerarea și crește consumul de energie. H_p este o valoare optimă care asigură o mineralizare corespunzătoare. Creșterea consumului de spumant este însoțită de reducerea aerării, urmare a faptului că se reduce diametrul mediu al bulelor de aer, iar recircularea aerului în spațiul dintre palete face să scadă adsorbția aerului atmosfetic.

Condițiile de evacuare a amestecului aer-tulbureală din zona rotorului influențează esențial funcționarea. La mașinile ce nu sînt prevăzute cu statoare se formează vîrtejuri care împiedică evacuarea tulburelii din zona rotorului și reduce atît capacitatea acestuia cît și aerarea.

Statorul într-o mașină de flotație joacă un rol similar cu cel al difuzorului unei turbine. Sub acest aspect paletele înclinate ale statorului vor da o aerare mai mare decît cele radiale, însă în același timp dezvoltă curenți ascendenți mai puternici ce produc *clocotire* la suprafața tulburelii, deranjînd formarea

stratului de spumă. Statorul conduce la consumuri specifice de energie mai reduse raportat la un metru cub de aer aspirat.

În condiții normale de funcționare, la celulele prevăzute cu stator și rotor cu palete radiale, *debitul de aer aspirat* se determină după relația:

$$Q_a = 135\ D^3 \left(n - \frac{100}{D}\right)$$

în care: Q_a este debitul de aer aspirat, l/min;

D — diametrul rotorului, m;

n — viteza de rotație, rotații/min.

Caracteristicile principalelor tipuri de celule de flotație cu agitație mecanică sînt prezentate în tabelul 14.2.

14.3. Mașini de flotație pneumomecanice

Mașinile de flotație pneumomecanice se deosebesc de cele mecanice prin faptul că în ele mișcarea rotorului are loc la o turație necesară pentru menținerea în suspensie a particulelor minerale și pentru dispersarea aerului în bule mărunte, aerul introducîndu-se de la o sulfantă ori ventilator la un exced ent de presiune de 0,1—0,3 daN/cm².

Admisia aerului independent de mișcarea rotorului reprezintă avantajul mașinilor pneumomecanice comparativ cu cele mecanice, fapt ce permite reglarea consumului de aer în funcție de necesități.

Mașinile pneumomecanice se folosesc în operațiile de flotație primară și de control.

Se cunosc multe tipuri de mașini pneunomecanice, însă după principiul de dozare și dispersare a aerului se deosebesc mașini:

— cu dozarea aerului sub discul rotorului;

— cu dozarea aerului deasupra discului rotorului.

Mașini cu dozarea aerului sub discul rotorului. La aceste mașini debitul principal de tulbureală intră în celulă pe întreaga lățime a acesteia deasupra statorului.

Aerul refulat sub discul rotorului și tulbureala aspirată pe jos de către rotor, ca urmare a acțiunii forței centrifuge, este apoi împins în zona de agitare și aerare activă. Trecînd prin bolțurile rotorului, aerul se dispersează în bule mărunte ce saturează tulbureala.

Tulbureala aerată trece prin spațiile dintre paletele radiale ale difuzorului, parte din ea se ridică la suprafața celulei și parte se recirculează prin rotor.

Spuma mineralizată în contiună mișcare și sub acțiunea peretelui înclinat se va descărca peste pragul mașinii.

Se produc asemenea mașini cu volum pînă la 12 m³, în ultimul timp realizîndu-se și variante cu volum reglabil. În țări diferite se produc, sub denumiri diferite, mașini după principiul folosit în *mașina Agitair*, cu deosebiri la construcția rotorului, statorului, adîncimea celulei ș.a.

Firma (Țara)	Tipul celulei (mașinii)	Cuva celulei		
		laturile [mm]	adîncimea [mm]	volumul tulbureala [m³]
IMMUM Baia-Mare (România)	2×1	1000×1000	1000	1
	2×2,8	1476×1476	1285	2,8
UUMR Baia-Mare (România)	MFM 1,4	1250×1250	1000	1,4
	MFM 0,6	810×810	1000	0,6
Machinoexport (U.R.S.S.)	—	900×900	850	0,8
	FMR 10	1100×1100	1000	1,35
	FMR 25	1750×1600	1000	3,26
	FMR 63	2200×2200	1200	6,25
	FM 2,5	1300×1300	1500	2,5
	FMU 6,3	2000×2200	1200	6,3
	FMU 2—6,3	1500×2200	1280	6,3
	FMU 2—8	1500×2500	1430	8,0
	FMU 2—10	1500×2900	1500	10,0
Wemco (S.U.A.)	44	1120×1120	510	0,57
	56	1420×1420	610	1,1
	66	1520×1680	690	1,7
	66 D	1520×1680	1190	2,8
	84	1600×2130	1350	4,2
	120	2290×3050	1350	8,5
	144	2740×3660	1600	14,2
	164	3020×4170	2360	28,3
Krupp (R. F. Germania)	TR 5000	1820×2770	1600	7,5
Humobdt Wedag (R. F. Germania)	3	—	1200	3
	5	—	1500	5
	8	2200×3800	1200	8
	10	2370×4100	1300	10
	12	2600×4300	1400	12
Worman (Australia)	56	1430×1430	510	1,04
	66	1680×1690	660	1,86
Centrozap (R.P.P.)	—	1750×1600	1100	2,8
	—	2200×2200	1200	2,5

BCU MS / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Tabelul 14.2

mecanică (cu autoeraţi)

Rotorul de aerare			Debitul de tulbu- reală [m³/min]	Puterea agitatorului [kW]		Aeraţie [m³/min / m³/tulb.]	Destinaţia
piametrul [mm]	turaţia [rot/min]	viteza periferică [m/s]		motor kW]	consum specific [kW/m³		
500	—	7,14;8,16	2	11/2	—	—	minereuri
—	210; 245; 265;	—	3,5	10	—	—	minereuri
600	225; 240	7;7,5	3	7,5/2	—	0,6—0,7	minereuri
400	425;	9	1,2	7, 5/2	—	0, 6—0,2	—
350	400	7,3	—	2,8	—	—	minereuri
500	300	7,8	1,5—2,5	5,5	—	—	minereuri
600	280	8,8	3,5—6,0	10,0	—	—	minereuri
750	240	9,4	7,0—12,0	20,0	—	—	minereuri
650	310	—		8,0	—	—	cărbune
400	735	—		28,0	—	—	cărbune
400	—	—		30,0	—	—	cărbune
400	580	—		2 × 17	—	—	cărbune
400	—	—		40	—	—	cărbune
220	—	—	—	3,75	3,9	1,0	minereuri
280	—	—	—	5,5	3,8	1,0	şi cărbune
320	—	—	—	7,5	3,5	1,0	idem
330	—	—	—	7,5	2,1	0,9	idem
410	—	—	—	11	2,1	0,8	idem
560	—	—	—	22	2,1	0,8	idem
660	—	—	—	30	1,7	0,8	idem
760	—	—	—	45/55	1,3/1,6	0,7	idem
—	—	—	—	15	2,4	—	—
—	—	—	—	15	4,0	—	minereuri
—	—	—	—	18	3,0	—	şi cărbune
—	—	—	—	30	3,0	—	idem
—	—	—	—	30	2,9	—	idem
—	—	—	—	37	2,8	—	idem
—	—	9,14—12,1	—	5,5	—		minereuri
—	—	9,14—12,1	—	11,0	—		şi cărbune
600	280	—	1,5—3,5	10	—	—	minereuri
600	250	—	3—7	22	—	—	minereuri

BCU IASI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

În ultimii ani au apărut mașini care sînt considerate superioare celor de tip Agitair, ele avînd o construcție mai simplă și dispersarea aerului realizîndu-se cu un rotor de tip conic (fig. 14.4). Asemenea mașini au consum mai redus de energie, dau posibilitatea realizării aerării tulburelii în limite mai largi, au consum de metal mai redus (lipsește statorul difuzor) și pornesc ușor după întreruperi de durată mai lungă.

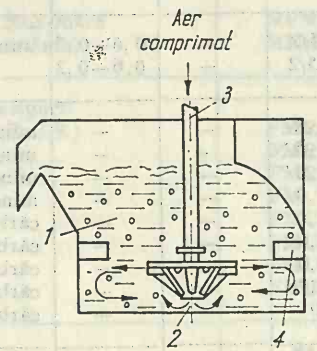


Fig. 14.4. Mașina de flotație pneumomecanică cu rotor conic: *1* — camera; *2* — aerator conic; *3* — ax gol; *4* — plăci radiale.

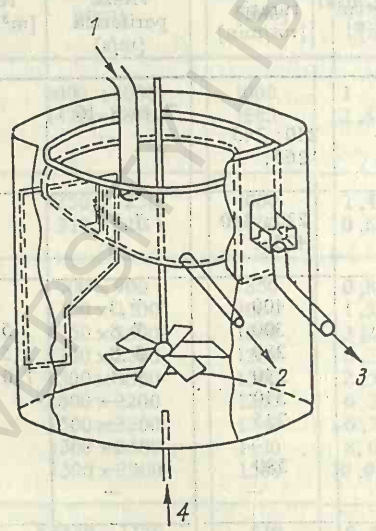


Fig. 14.5. Mașina de flotație de tip Maxwell: *1* — alimentare; *2* — concentrat; *3* — steril; *4* — aer.

Tot cu dozarea aerului sub rotor sînt *mașinile de tip Maxwell* [27], însă acestea se deosebesc constructiv, cuva reprezintă un cilindru cu volum maxim pînă la 56 m³, sînt destinate și pentru tulbureli cu granulație mai mare a minereului măcinat și au un consum de energie și de aer redus (fig. 14.5).

Mașini cu dozarea aerului deasupra discului rotorului. Pentru tipul de mașină pneumomecanică cu dozarea aerului deasupra discului rotorului și dispersarea de către paletele acestuia caracteristică este *mașina Denwer D—R* (fig. 14.6).

Pentru acest tip de mașină caracteristic este că printr-un tub se aduce aerul pînă la nivelul paletelor rotorului și printr-un cilindru fixat deasupra statorului se asigură o mare recirculare a tulburelii, se realizează curenți ascendenți care ridică bulele mineralizate către suprafața celulei. Și acest tip de mașină se construiește cu unele modificări în diverse țări sub diferite dimensiuni.

La mașinile de flotație pneumomecanice, spre deosebire de cele mecanice, se poate regla debitul de aer în funcție de necesități, optim considerîndu-se debitul de aer la care se păstrează o aerare uniformă a tulburelii. Pentru

mașinile mecanice și pneumomecanice trebuie respectat raportul:

$$\frac{Q_a}{Q_{pa}} = K$$

în care: Q_a este debitul de aer; Q_{pa} — debitul de tulbureală aerată, vehiculată prin rotor.

Mașinile pneumomecanice au coeficientul K mai mare deoarece la administrarea aerului sub presiune pierderile de presiune datorită rotorului sînt mai mici, fapt pentru care tulbureala se saturează cu aer la turații mai reduse ale rotorului și la consum mai redus de energie.

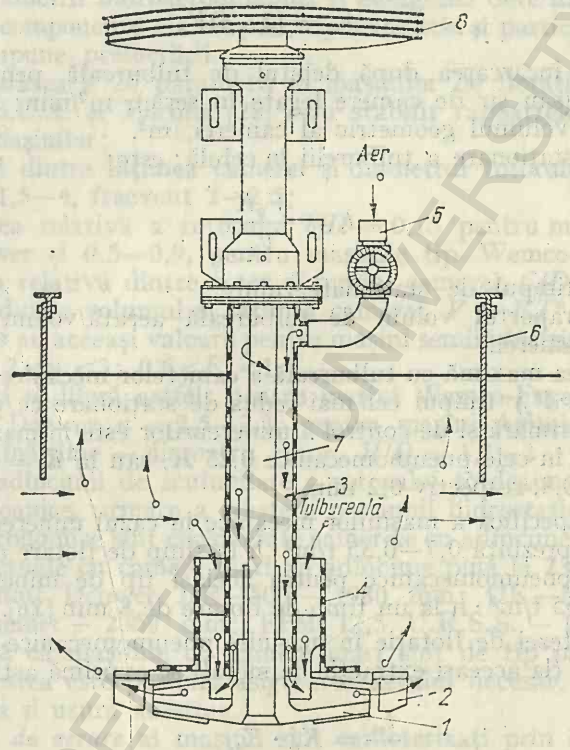


Fig. 14.6. Mașină de flotație pneumomecanică de tip Denwer D—R: *1* — impeler; *2* — stator; *3* — țeavă; *4* — cilindru; *5* — tub de aerare; *6* — plăci; *7* — ax; *8* — roata de transmisie.

În aceste condiții, pentru a evita decantarea nisipului, se mărește raportul dintre diametrul rotorului D și lungimea camerei U pînă la 0,57, fapt pentru care distanța dintre rotor și perete la asemenea celule este mai mică.

Din practica folosirii mașinilor pneumomecanice, comparativ cu cele mecanice, rezultă că ele necesită suprafețe mai reduse datorită procesului intensiv ce decurge în ele și respectiv timpului de flotație mai redus.

Debitul principal de tulbureală trece pe deasupra rotorului sub forma unui șuvoi a cărui înălțime este determinată de fereastra dintre camere care reprezintă 2/5 din înălțimea totală a vanei.

Spre deosebire de mașinile mecanice, în care are loc o oarecare demineralizare a spumei datorită turbulenței, în mașinile pneumomecanice această demineralizare este mai redusă.

Încărcarea mașinilor mecanice după debitul de tulbureală se consideră

$$V_t = (1-2)V_g$$

iar pentru cele pneumomecanice

$$V_t = (2-4)V_g$$

în care: V_t este încărcarea după debitul de tulbureală pentru o, cameră (sau șir de camere legate în serie), m³/min;

V_g — volumul geometric al camerei, m³.

Timpul de staționare a tulburelii în celulă; este:

$$t_s = \frac{V_g K}{V_t}$$

în care: t_s este timpul de staționare, min;

K — raportul volum de tulbureală aerată/volum geometric al camerei.

La încărcarea maximă cu tulbureală a camerelor mecanice și pneumomecanice ($2V_g$ și $4\ V_g$) timpul cel mai redus de staționare ce poate fi optim pentru flotația primară și de control a minereurilor este în mașinile mecanice egal cu 0,5 K și în cele pneumomecanice 0,25 K, sau la $K = 0{,}75$ timpul de staționare va fi 0,4, respectiv 0,2 min.

Încărcarea specifică a mașinilor mecanice în cazul minereurilor cu flotabilitate medie reprezintă 0,7—0,35 t/m³ · h la timp de flotare de 15—30 min, iar la mașinile pneumomecanice pentru același tip de minereu încărcarea crește pînă la 1,55 t/m³ · h la un timp de flotare de 8 min [26].

Creșterea vitezei de flotație în mașinile pneumomecanice în comparație cu cele mecanice (la aceeași extracție de metal) se exprimă astfel:

$$\frac{t_m}{t_p} = K_{s_1} \cdot K_{s_2}$$

în care: t_m este timpul de flotație în mașini mecanice, min;

t_p — timp de flotație în mașini pneumomecanice, min;

K_{s_1} — creșterea vitezei de flotație pe seama reducerii timpului de staționare a tulburelii în cameră $t_{sm} : t_{sp}$;

K_{s_2} — creșterea vitezei de flotație, pe seama unui regim de aerare mai perfecționat.

Timpul minim de staționare a tulburelii în camera t_s diferă în funcție de tipul și construcția mașinilor de flotație și poate fi considerat ca parametru

tehnologic ce caractrizează mașina de flotație din punctul de vedere al vitezei de flotație și al capacității.

Caracteristicile principalelor tipuri de celule de flotație pneumomecanice sînt prezentate în tabelul 14.3.

14.4. Dimensionare, similitudine, calcul tehnologic și alegerea mașinilor de flotație mecanice și pneumomecanice

La alegerea mașinilor de flotație mecanice și pneumomecanice se iau în considerare parametrii hidroaerodinamici și energetici determinați de dimensiunile părților componente ale mașinii, tipul acesteia și particularitățile minereului ce se supune prelucrării.

Din compararea a 20 parametri ai mașinilor de flotație exploatate în 14 uzine din S.U.A. și Europa [28] s-au stabilit rapoartele dintre diferiți parametri ai mașinilor:

— raportul dintre lățimea camerei și diametrul rotorului, T/D, variază în limitele 1,5—4, frecvent 2—2,5;

— înălțimea relativă a rotorului $b/D = 0{,}15$ pentru mașinile mecanice de tip Denwer și 0,5—0,9, pentru mașinile tip Wemco;

— distanța relativă dintre rotor și fundul camerei, $C/D = 0{,}2$;

— relația dintre volumul și lățimea camerei. $V = KT^n$.

De obicei K și n au aceeași valoare pentru mașini semiindustriale și industriale valorile fiind: $2 < n < 3$; $0{,}6 < K < 1{,}3$.

Valorile lui n diferă astfel: pentru mașini Wemco-Fagergreen $n = 2{,}8$; pentru mașini Denwer $n = 2{,}5—2{,}7$; pentru mașini Agitair $n = 2{,}1$.

— relația înălțime — diametru rotor, $H/D = 1{,}2—2$

Creșterea adîncimii de scufundare a rotorului totdeauna reduce aerația la mașinile mecanice, urmare a creșterii presiunii hidrostatice.

Cele mai economice sînt considerate camerele cu adîncime peste 1200 mm.

Mașinile actuale cu camere mari au adîncime pînă la 2350 mm (Wemco —144—1300 mm; Denwer DR—500 — 1980 mm; OK—16 — 2100 mm; BSC 2350 Minemet — 2350 mm; FPM 12,5 U.R.S.S. — 1800 mm). Din practică rezultă că mașinile cu camere mari sînt de tip pneumomecanice, deoarece în acestea este posibilă asigurarea aerului necesar, independent de viteza rotorului și uzura acestuia.

Indicatorii de aerare ai mașinii sînt caracterizați prin *consumul de aer* (aspirat ori dozat), *dimensiunea bulelor, uniformitatea repartizării lor* și *stabilitatea în timp.*

Consumul optim de aer depinde de tipul minereului prelucrat și operația de flotație.

Debitul optim de aer este 0,8—1 m^3 pentru 1 m^3 volum de cameră și de aceea orice dispozitiv de aerare trebuie să asigure acest debit și să-l disperseze corespunzător.

În cazul sulfurilor, la flotația colectivă a acestora cantitatea optimă de aer reprezintă 1 m^3/min la 1 m^3 volum al camerei, pentru flotația selectivă 0,5—0,7 m^3 aer/$m^3 \cdot$ min.

Firma (Tara)	Tipul celulei (mașinii)	Cuva celulei			Rotorul de	
		laturile [mm]	adîncimea [mm]	volumul [m³]	diametrul [mm]	turația [rot/min]
1	2	3	4	5	6	7
UUMR Baia-Mare (România)	IAC II	1570×1570	1200	3	690	210
IMMUM Baia-Mare (România)	MFP-16	1900×1900	2100	16	840	160
UUMR Criscior (România)	MFP 2×6	1670×1670	2100	6	840	170
ICPMN Baia-Mare (România) Prototip	RDRA-3	1570×1570	1200	3	540	195—248
BCS Minement (Franța)	850	850×850	900	0,65	300	—
	1050	1050×1050	1000	1,1	400	—
	1350	1350×1350	1000	1,8	500	—
	1650 B	1650×1650	1050	2,8	700	—
	1650 H	1650×1650	1650	4,4	700	—
	2350 B	2350×2350	1700	8,5	1000	—
	2350 H	2350×2350	2300	12,0	1000	—
Denwer DR (S.U.A.)	100	1570×1570	1210	2,8	610	—
	180	1820×1820	1620	5,1	690	—
	300	2280×2280	1820	8,5	840	—
	500	2690×2690	2010	14,2	840	—
	1275	4260×3450	2590	36,1	1270	—
	100	1570×1570	1210	2·8	610	—
	180	1820×1820	1620	5,1	610	—
	300	2230×2230	1820	8,5	690	—
	500	2690×2690	2010	14,2	840	—
Agitair (S.U.A.)	78A×200	1980×1980	1450	5,7	690	—
	90A×300	2290×2290	1730	8,5	760	—
	102A×500	2740×2740	2010	14,2	840	—
	144A×1000	3580×3300	2240	28,3	1020	—
	165A×1500	4210×3660	2980	42,5	1140	—
	900C×300	2290×2290	1730	8,5	690	—
	102C×500	2740×2740	2010	14,2	760	—
	144C×1000	3580×3300	2130	28,3	840	—
Mehanobr (U.R.S.S.)	FPR-10	1300×1300	760	1	680	—
	FPR-16	1600×1600	760	1,6	680	—
	FPR-40	1600×1750	1250	3,2	600; 750	—
	FPR-63	2200×2200	1350	6,3	750;800	—
	FPMU-63	1650×2200	1350	6,3	525;320	485

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

mecanică (pneumomecanice)

aerare	Debitul de tulbureală [m³/min]	Puterea agitatorului (KW)		Aerația [m³/min / m³/tub.]	Destinația
viteza periferică [m/s]		motor [kW]	consum specific [kW/m³]		
8	9	10	11	12	13
7,5	5	18,5/2	—	1,00—1,2	minereuri
7	32	22	—	1,3	minereuri
12	18,5	2,5	—	1,4	minereuri
5,5—7,00	6	7,5	3	1,4	minereuri
—	—	2,25	2,8	0,9—1,5	minereuri
—	—	3,75	2,7	0,9—1,4	minereuri
—	—	7,5	3,3	0,9—1,3	minereuri
—	—	11	3,1	0,8—1,0	minereuri
—	—	11	2,0	0,8—1,0	minereuri
—	—	18,5	1,8	0,8—1,2	minereuri
—	—	18,5	1,2	0,6—0,8	minereuri
—	—	11	3,1	1,4	minereuri
—	—	15	2,8	1,0	minereuri
—	—	22	2,4	0,9	minereuri
—	—	30	1,7	0,8	minereuri
—	—	55	1,2	0,6	minereuri
—	—	7,5	2,8	1,2	cărbune
—	—	11,0	1,7	0,9	cărbune
—	—	18,5	1,5	0,8	cărbune
—	—	22	1,2	0,6	cărbune
—	—	11	1,8	0,9	minereuri
—	—	18,5	1,7	0,8	minereuri
—	—	30	1,7	0,7	minereuri
—	—	45	1,3	0,6	minereuri
—	—	55	1,0	0,5	minereuri
—	—	15	1,4	0,6	cărbune
—	—	18	1,0	0,5	cărbune
—	—	30	0,8	0,4	cărbune
6,3	4	10	—	—	minereuri
7,5	6	13	—	—	minereuri
—	8	7,5—10	—	1,0	minereuri
9,4	14	22	—	0,8	minereuri
—	13,3	—	—	—	cărbune

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

1	2	3	4	5	6	7
OK (Finlanda)	1,5 R	—	—	1,5	430	—
	3 R	1520×1520	1210	3	500	—
	8 R	2290×2290	1880	8	600	—
	16 R	2950×2690	2460	16	760	—
	16 U	—	—	16	760	—
	38 U	3490×3590	3230	38	900	—
Sala (Suedia)	AS 2—1	1760× 880	770	1,2	—	—
	AS 2—3	2470×1240	820	2,7	550	—
	AS 2—4	2470×1240	1020	4,0	—	—
	AS 2—6	3480×1740	1060	6,6	750	—
	AS 2—9	3480×1740	1510	9,4	—	—
	AS 2—12	4260×2130	1280	12	950	—
	AS 2—15	4260×2130	1630	15	—	—
	AS 2—18	4920×2460	1440	18	1100	—
	AS 2—22	4920×2460	1790	22	1100	—
	AS 2—28	5620×2460	1790	28	—	—
	AS 4—36	4920×4920	1400	36	1100	—
	AS 4—44	4920×4920	1790	44	1100	—
Centrozap (R.P.P.)	—	1200×1200	1000	1,1	730	180
	—	1700×1710	1050	2,5	680	210
Monocamere Maxwell (Canada)	MX-8	D-2440	2540	11,2		
	MX-10	D-3050	3150	19,8		
	MX-12	D-3660	3770	37,5		
	MX-14	D-4270	4370	56,0		

Flotația de bază și flotația de control se realizează la același consum de aer, la cca. 1 $m^3/m^3 \cdot$ min. La reflotare debitul este mai redus și de aceea celulele trebuie prevăzute cu dispozitive de reglare a debitului de aer.

Considerîndu-se mașina de flotație drept turbomașină de presiune mică, prin cercetări hidrodinamice s-au stabilit *parametrii ce influențează aerația tulburelii* [29].

Debitul maxim de aer ce se aspiră în cameră este:

$$Q_{max} = 0{,}63\, \psi D^2 v [m^3/min]$$

unde: D este diametrul rotorului, m;

v — viteza periferică, m/s.

Acest debit de aer se realizează cînd în cameră intră debitul de tulbureală optim, Q_{opt}.

$$Q_{opt} = 2{,}4\, D^2 v\, [m^3/min]$$

Debitul de aer este influențat de coeficientul de ejecție care diferă în funcție de particularitățile constructive. La mașinile prevăzute cu stator $\psi = 1{,}5 - 2$, la cele fără stator $\psi = 0{,}6 - 0{,}7$, valorile mai mari referindu-se la mașinile de volum mare. În mașinile cu trecere liberă debitul maxim de aer va fi $Q_{max} = 0{,}6\, \psi D^2 v$ la debit optim de recirculare $Q_{opt} = 2\, D^2 v$.

Tabelul 14.3 (continuare)

8	9	10	11	12	13
—	—	5,5	1,0—2,7	0,3—1,3	minereuri
—	—	7,5	1,0—2,0	0,3—1,0	minereuri
—	—	15	1,0—1,6	0,5—1,3	minereuri
—	—	30	0,9—1,4	0,5—1,1	minereuri
—	—	30	0,9—1,4	0,5—1,1	minereuri
—	—	55	0,9—1,2	0,3—0,8	minereuri
—	—	4	2,3	1,3	
—	—	11	2,9	0,9	
—	—	11	1,9	0,8	
—	—	22	2,3	0,8	
—	—	22	1,7	0,6	
—	—	37	2,2	0,8	
—	—	—	—	—	
—	—	44/60	1,7/2,3	1,0	
—	—	44/60	1,4/1,9	0,8	
—	—	44/60	1,1/1,5	0,6	
—	—	88/120	1,7/2,3	1,0	
—	—	88/120	1,4/1,9	0,8	
—	3	10/2	—	0,8—1,5	
—	5	17/20	—	1,5—2,0	
		7,5			minereuri
		15,0			cărbune
		22,3			cărbune
		37,2			cărbune

Pentru realizarea debitului maxim uneori se practică recircularea prin distribuitor.

Uneori cînd se dorește o mai bună flotație a concrețerilor se lasă spațiu mai mare între rotor și fundul celulei și se practică în rotor orificii de recirculare a căror suprafață se calculează cu formula:

$$S = \frac{Q}{0{,}6 \cdot 60\sqrt{2gH}} \ [\text{m}^2]$$

în care: Q — debitul de recirculare, m³/min;
H — înălțimea coloanei de tulbureală deasupra rotorului, m;
g — accelerația gravitației.

Ridicarea rotorului pentru recircularea tulburelii poate fi folosită în același timp pentru creșterea aerației și reducerea consumului de energie [30].

Parametrii energetici constituie una din părțile componente ale costurilor de flotație.

Puterea motorului pentru antrenarea rotorului unei camere se calculează din relația:

$$N = \frac{q_{ta}\gamma_{ta}H_{st}}{102\,\eta} [\text{kW}]$$

BCU IAȘI UNIVERSITY LIBRARY

în care: q_{ta} este debitul de tulbureală aerată, l/s;
γ_{ta} — greutatea specifică a tulburelii aerate, t/m³;
$\gamma_{ta} = 0{,}67\,\gamma_t$; unde: γ_t este greutatea specifică a tulburelii;
η — randament, $\eta = 0{,}2-0{,}3$;
H_{st} — nivelul static al tulburelii în cameră, m;

$$H_{st} = \varphi \frac{v^2}{2g};$$

unde: φ este coeficient de presiune a cărui valoare este 0,2—0,3
v — viteza periferică, m/s;
Puterea instalată specifică reportată la 1 m³ volum la camere mecanice pneumomecanice nu depășește 3,5—4 kW. Modelele mai perfecționate consumă 1,5—2,5 kW/1 m³ volum de cameră.

Intensitatea funcționării mașinii de flotație depinde mult de debitul de alimentare, respectiv de timpul de staționare a tulburelii în cameră.

Pentru mașinile cu volumul camerei pînă la 6 m³, debitul optim de tulbureală este acela la care timpul de staționare $\tau = 0{,}5$ min. Reducerea debitului reduce viteza de flotație, crește timpul de flotație și corespunzător mărește numărul camerelor. Creșterea debitului peste $2V_c$ practic nu influențează viteza de flotație. Pornind de la acest considerent, debitul mașinilor de flotație se calculează ca fiind egal cu $2V_c$ în m³/min (la $\tau = 0{,}5$ min).

Secțiunea de evacuare prin buzunar se dimensionează considerîndu-se cu 20% mai mare decît debitul optim de tulbureală aceasta pentru a compensa neuniformitatea în alimentare.

Intensitatea de agitare a tulburelii în cameră trebuie să asigure menținerea în suspensie a particulelor solide. O agitare prea intensă demineralizează bulele de aer, iar prea redusă, conduce la decantarea particulelor solide. Și una și alta reduc eficiența de funcționare a mașinilor. Intensitatea de agitare este determinată de viteza periferică a rotorului și prin urmare influențează uzura și consumul de energie. Cele mai economice mașini mecanice și pneumomecanice au viteza periferică de 6,5—9,0 m/s.

Calculul tehnologic al mașinilor de flotație se recomandă a se face în următoarea ordine.

1) În concordanță cu capacitatea uzinei se alege *volumul camerei* V_c și după timpul de staționare a tulburelii în camera τ se determină încărcarea pe cameră, ori șir de camere legate în serie, în operația dată:

$$V_c = \frac{V_g K}{\tau}$$

unde: V_g este volumul geometric al camerei, m³;
K — raportul volum de tulbureală aerată/volum geometric al camerei ($K = 0{,}65-0{,}75$);
τ — timpul de staționare în camerele de flotație prin care circulă debitul principal de tulbureală, se recomandă în limitele 0,2—0,7 min.

2) După volumul total al tulburelii supusă flotației (întreg debitul de tulbureală al uzinei ori secției) se determină *numărul de mașini* ce funcționează în paralel sau șirurile paralele:

$$n_p = \frac{V}{1440\ V_c}$$

unde n_p este numărul de mașini sau șiruri paralele;
V — volumul total al tulburelii, m³/zi.

3) După timpul de flotație și timpul de staționare a tulburelii în cameră, stabilite prin încercări, se calculează *numărul de camere în fiecare mașină*, sau *numărul de șiruri de mașini legate în serie:*

$$n_m = \frac{t}{\tau}$$

Numărul total de camere în operația de flotație primară și de control pentru întreaga uzină sau secție va fi egal cu:

$$n = n_p n_m = \frac{V_t}{1440\ V_c \tau}$$

Introducînd valoarea lui V_c obținem formula de calcul a necesarului de camere de flotație:

$$n = \frac{V \cdot t}{1440\ V_g K} = \frac{Q(R + 1/\delta)t}{1440\ V_g K}$$

în care: t este timpul de flotație, stabilit pentru mașina de flotație de un anume tip constructiv, în condiții de lucru concrete, min;
V — volumul zilnic al tulburelii, m³;
V_g — volumul geometric al camerei, m³;
Q — capacitatea după solid, t/24 h;
δ — greutatea specifică minereu, t/m³;
R — raport $L:S$ în tulbureală (după greutate);
K — raport volum tulbureală/volum geometric al camerei (K=0,65—0,75).

Această formulă se folosește atunci cînd extracția în greutate a concentratului este redusă. Cînd însă extracția în greutate a concentratului este mare, numărul de camere trebuie corectat în sensul creșterii lor, ținînd seama și de practica exploatării industriale. De obicei, în proiectare, alegerea mașinilor de flotație se face pe baza încercărilor de laborator, care se deosebesc de cele industriale. Deoarece viteza de flotație variază liniar cu aerația, atunci drept coeficient de corecție se poate considera raportul aerațiilor din laborator și industrial, *timpul de flotație pentru condiții industriale* recalculîndu-se după formula:

$$t_{ind} = t_{lab} \frac{A_{lab}}{A_{ind}}$$

BCU IAȘI UNIVERSITY LIBRARY

în care: t_{ind} este timpul de flotație în condiții industriale;
t_{lab} — timpul de flotație în condiții de laborator;
A_{lab} — aerația în condiții de laborator;
A_{ind} — aerație în condiții industriale.

În ce privește numărul de camere din punctul de vedere al lucrătorului din uzină este de dorit un număr redus, însă avînd în vedere că procesul continuu de flotație nu se termină într-o cameră, ori într-un număr foarte redus al acestora, practic se consideră ca număr minim 6 camere.

De obicei pentru flotația minereurilor, numărul de camere într-o mașină este 8—12, mai rar 14, repartizate 1/3—1/2 pentru flotația primară, 1/2—2/3 pentru flotația de control.

Numărul de *circuite de flotație* [31] corespunde ordinului de mărime a debitului de tulbureală:

Ordin de mărime	*Mașini utilizate*
60—70 m³/h	— un circuit prevăzut cu mașini de 0,6 m³;
75—150 m³/h	— două circuite paralele de mașini de 0,6 m³ sau un circuit de mașini de 1 m³;
150—250 m³/h	— două circuite paralele de 1 m³ sau un circuit de mașini de 2 m³;
250—450 m³/h	— două circuite paralele de 2 m³ sau un circuit de 3 m³;
450—600 m³/h	— două circuite paralele de 3 m³ sau un circuit de mașini de 5,5 m³.

La construirea mașinilor de același tip și de dimensiuni diferite, trebuie respectată similitudinea geometrică și hidrodinamică [11].

În sistemele geometrice similare, caracteristica se dă în unități nedimensionale, prin raportarea la unul dintre factori, de exemplu diametrul rotorului D.

Dacă L este dimensiunea secțiunii camerei, H — înălțimea coloanei de tulbureală deasupra rotorului, l — lungimea paletelor, b — înălțimea paletelor atunci:

$$\frac{L}{D} = K_1;\ \frac{H}{D} = K_2;\ \frac{l}{D} = K_3 \text{ ș.a.m.d.}$$

unde K_1, K_2, $K_3 \ldots K_n$ au valoare constantă.

Dintre *parametrii nedimensionali* folosiți pentru compararea diferitelor tipuri de mașini de flotație mecanice și pneumomecanice [28, 11] sînt de reținut:

— parametrul energetic $N_P = \frac{P}{\delta N^3 D^5}$ folosit pentru compararea rotoarelor și mecanismelor de agitare, ce reflectă pentru mașinile de flotație influența caracteristicilor statorului, geometriei rotorului și camerei;

— parametrul aerării $No_a = \frac{Q_a}{ND^3}$ folosit pentru compararea posibilității de menținere în stare de suspensie a fracțiilor minerale în camere de geometrii diferite. În formulă se folosește diametrul rotorului D, deoarece se consideră că pentru menținerea în suspensie, importanță are curgerea aerului

în zona rotorului. Cu toate acestea uneori este necesar ca în formulă să se introducă suprafața secțiunii camerei, pentru compararea diverselor mașini.

În relațiile de mai sus δ este densitatea tulburelii; N — numărul de rotații ale rotorului; D — diametrul rotorului; Q_a — debitul de aer; P — puterea consumată.

$$P = K\,\delta\,N^3\,D^5; \qquad \frac{P}{\delta N^3 D^5} = K = \text{constant}$$

În sistemele geometric similare trebuie respectate: $D_2 = KD_1$;

$$P_2 = K^3 P_1; \qquad N_2 = K^{2/3} N_1; \qquad Q_{a_2} = K^{7/2} Q_{a_1}.$$

Parametrii de control sînt:

$$\frac{P}{N^3 D^5}; \quad \frac{P}{V}; \quad \frac{Q_a}{ND^3}$$

unde V este volumul camerei ocupat cu tulbureală.

Relația dintre două tipodimensiuni de rotoare este dată de formulele:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{h_1}{h_2}\left(\frac{D_1}{D_2}\right)^2 \frac{n_1}{n_2}$$

în care: Q_1 și Q_2 reprezintă capacitatea rotoarelor după volumul de tulbureală aerată;
h_1 și h_2 — înălțimea paletelor rotoarelor comparate;
D_1 și D_2 — diametrele rotoarelor;
n_1 și n_2 — turația rotoarelor.

Relația dintre două tipodimensiuni de rotoare, după puterea consumată și capacitatea de aerație, este dată de formulele:

$$Q_2 = Q_1 \frac{D_2 h_2}{D_1 h_1}; \qquad N_2 = N_1 \frac{D_2 h_2}{D_1 h_1}$$

în care: Q_1, D_1, h_1, N_1 reprezintă capacitatea după aer, diametru, înălțime paletă și putere consumată pentru primul rotor;
Q_2, D_2, h_2, N_2 — idem, pentru al doilea rotor geometric similar.

14.5. Mașini de flotație pneumatice

În mașinile pneumatice aerarea tulburelii și agitarea se realizează prin dozarea aerului comprimat prin strat poros ori prin ajutaje de aerare. Ca material pentru strat poros se folosește cauciuc perforat, pînză, material ceramic poros, beton în formă de plăci ori tuburi.

Prin stratul poros, aerul trebuie refulat la o presiune care să asigure realizarea unei forțe verticale mai mari decît forța dezvoltată de tensiunea super-

ficială a mediului. În aceste condiții, *diametrul bulelor* va fi:

$$D = \sqrt[3]{\frac{6\sigma \cdot d}{(\rho_1 - \rho_a)g}}$$

unde: ρ_1, ρ_a sînt densitățile lichidului și aerului;
σ — tensiunea superficială;
d — diametrul secțiunii capilarului.

Rezultă că diametrul bulelor nu depinde de debitul aerului dozat V, ci de diametrul secțiunii capilarului, de tensiunea superficială și de densitatea lichidului. Deci creșterea dispersării bulelor de aer se realizează pe seama schimbării tensiunii superficiale și a diametrului orificiilor stratului poros [32].

Numărul bulelor x formate în unitate de timp depinde de volumul de aer consumat V:

$$V = \frac{\pi d^3}{6} x$$

Formarea de bule prin refularea aerului prin secțiunile capilare ale materialului poros necesită o presiune suplimentară a aerului, care este cu atît mai mare cu cît secțiunea capilarului este mai mică. Presiunea suplimentară este necesară atît pentru compensarea tensiunii superficiale cît și pentru compensarea presiunii statice a coloanei de lichid.

În practică se menține o asemenea presiune suplimentară sub stratul poros și se alege o asemenea dimensiune a porilor încît să se obțină o dispersie măruntă a bulelor de aer.

Gradul de aerare în mașinile pneumatice reprezintă 15—35%, iar dimensiunea bulelor 3—4 mm.

Deosebim mai multe tipuri constructive de mașini pneumatice:

Mașina cu fund poros (tip Callow ș. a.), prezentată în figura 14.7, este formată din cuvă cu fund înclinat care este acoperită cu strat poros format din pînză de filtru, material ceramic poros, cauciuc cu găuri mici.

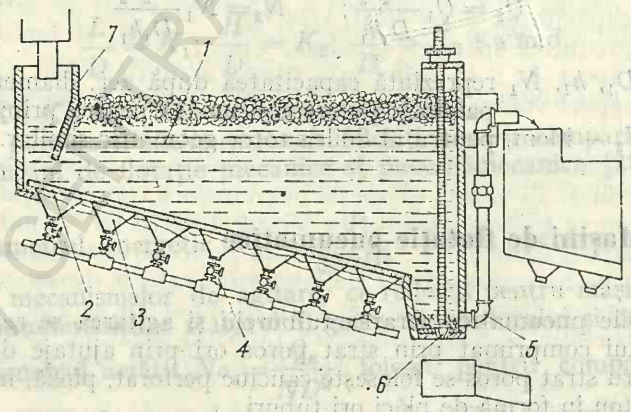


Fig. 14.7. Mașină de flotație pneumatică cu fund poros: *1* — cuva; *2* — fund poros; *3* — camere cu aer; *4* — ventil; *5* — sifon; *6* — supapa pentru steril; *7* — cutie de alimentare.

Aerarea tulburelii se realizează prin dozare de aer la presiune (excedentară) de 0,3—0,35 ata, în cantități de 1,8—3,6 m^3/m^2 suprafață poroasă. Mașina are o construcție simplă însă frecvent porii se înfundă, sînt greu de menținut fracțiile solide în stare de suspensie, productivitatea este redusă. Aceste dezavantaje au restrîns mult domeniul de utilizare.

Coloana de flotare (fig. 14.8) a fost concepută în Canada pentru separarea bitumenului de nisipuri și în prezent este recomandată și pentru minereuri.

Coloana de flotare are înălțimea de 2—10 m, tulbureala se dozează în partea de mijloc, iar prin partea de jos se dozează aerul la presiunea de 1,4 ata. Flotația în coloană decurge în contracurent, prin partea de jos se evacuează sterilul, iar prin partea de sus se evacuează spuma.

Asemenea mașini au avantajul că ocupă spațiu redus și consum redus de energie, însă necesită alimentare constantă cu tulbureală și aer, precum și măsuri speciale pentru evitarea turbulenței.

Pentru dimensionarea mașinilor pneumatice se folosește formula:

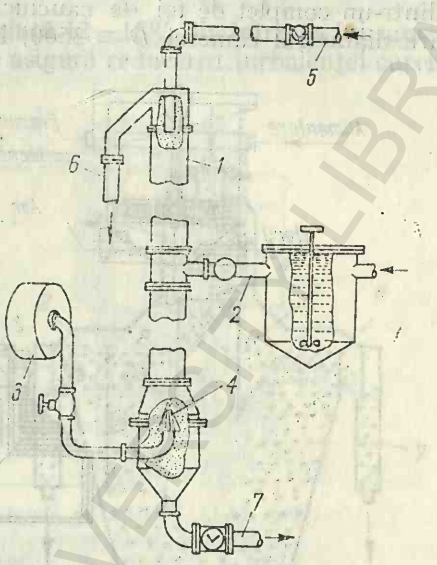


Fig. 14.8. Coloană de flotare: *1* — coloană; *2* — tub de alimentare cu tulbureală; *3* — recipient cu aer; *4* — aerator; *5* — tub pentru apă; *6* — tub pentru spume; *7* — secțiune de evacuare steril.

$$L = \frac{V \cdot t}{1440 \cdot S \cdot K} = \frac{Q(R + 1/\delta)t}{1440 \cdot S \cdot K}$$

în care: L este lungimea mașinii, m;
S — suprafața transversală a vanei (ocupată de tulbureală), m^2;
Q — capacitatea după solid, t/24 h;
R — raportul $L:S$ în tulbureală (după greutate);
t — timp de flotație, min;
V — volum de tulbureală, $m^3/24h$;
δ — greutate specifică minereu, t/m^3;
K — raport volum tulbureală/ volum cameră ($K = 0,6—0,75$).

Și în ce privește mașinile pneumatice, tendința este de a construi utilaje de mare capacitate.

Mașina cilindrică cu fund conic. Este una din realizările mai recente, cu volum pînă la 40 m^3 (fig. 14.9).

Pentru acest tip de mașină, caracterizat prin domeniu larg de dozare și dispersare a aerului, s-a adoptat un aerator combinat: tuburi perforate în zona cilindrică și tub conic în zona de fund a mașinii [33, 34].

Lungimea aeratorului se determină în funcție de cantitatea de aer necesară pentru menținerea în suspensie a fracțiilor solide și pentru asigurarea vitezei necesare de flotație. La partea de fund, aeratorul conic este format dintr-un complet de foi de cauciuc. Mașina cu volum de 40 m³ (fig. 14.9,*a*) are diametrul camerei $D = 3500$, înălțimea $H = 5200$, prelucrează pînă la

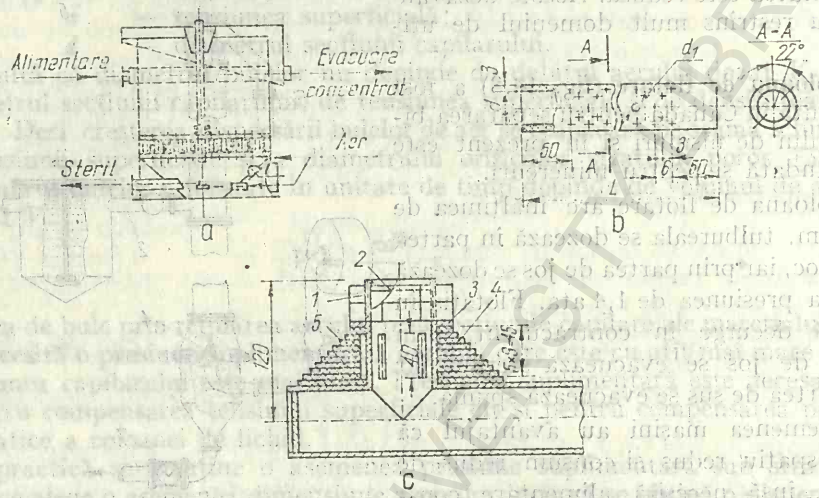


Fig. 14.9. Mașină de flotație pneumatică cilindro-conică cu volum de 40 m³: *a* — secțiune; *b* — schema aeratorului din tub de cauciuc perforat; *c* — aerator conic din foi de cauciuc; *1* — tub; *2* — piuliță; *3* — șaibă metalică; *4* — șaibă din cauciuc; *5* — nut pentru repartizare aer.

40 m³/min tulbureală cu granulația solidului mai avansată decît 40%—0,074 mm. Consumul de aer este de 40 m³/min, iar presiunea de intrare în separator de 0,8—1,8 ata.

Această mașină se caracterizează prin construcție simplă, nu are organe în mișcare, consum redus energetic, consum redus de metal. Ea este recomandată atît pentru noile uzine cît și la cele în funcțiune, în completarea mașinilor existente asigurînd o creștere substanțială de capacitate de flotație cu investiții reduse.

14.6. Alte tipuri constructive de mașini de flotație

Pentru prepararea minereurilor măcinate grosier s-au elaborat *mașini de flotație cu pat fluidizat* și *mașini cu separare în stratul de spumă*.

Mașina de flotație cu pat fluidizat (fig. 14.10) se deosebește de mașina de flotație mecanică, prin aceea că pe înălțime camera se separă în două secțiuni, folosind pentru aceasta un grătar de construcție specială.

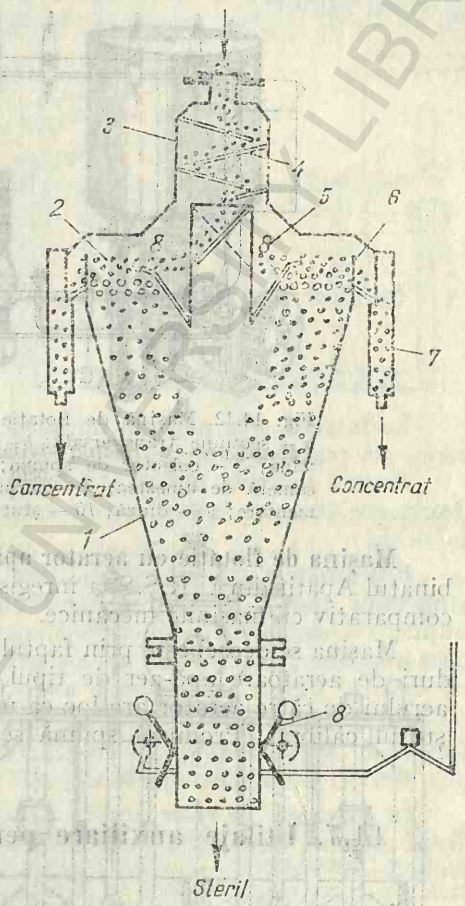
În secțiunea inferioară are loc aspirarea și dispersarea aerului, iar în cea superioară, are loc mineralizarea bulelor de aer în pat fluidizat, urmată de

plutirea lor în regim laminar ascendent și colectarea în spumă. Aeratorul acestei mașini reprezintă un rotor cu mașinile mecanice, însă întors cu 180°.

Rotorul pe lîngă aspirarea aerului asigură și recircularea tulburelii din spitzkasten.

Grătarul are o suprafață vie ce reprezintă 12—18% din întreaga lui suprafață. Datorită acestei suprafețe reduse se asigură reducerea turbulenței curen-

Fig. 14.11. Schema de principiu a mașinii de flotație cu separare în stratul de spumă: *1* — cameră; *2*—aerator din cauciuc perforat; *3* — dispozitiv de încărcare; *4* — plăci înclinate; *5* — ajutaj pentru stropire; *6* —prag de spumă; *7* — jgeab; *8* — dispozitiv de închidere.



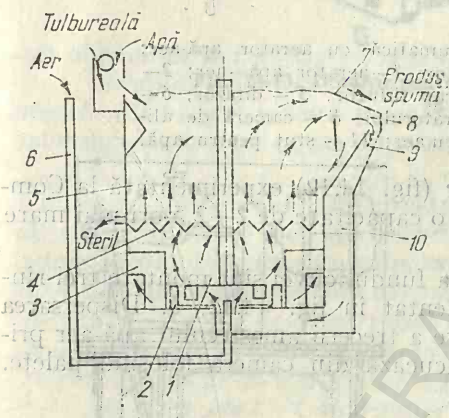


Fig. 14.10. Mașină de flotație cu pat fluidizat; *1* — impeler; *2* — stator; *3* — plăci de liniștire; *4* — grătar; *5* — cameră; *6* — tub de aerare; *7* — prag pentru spumă; *8* — spițcasten; *9* — orificii; *10* — jgheab.

ților, repartizarea lor în întreaga cameră. Produsul spumă se elimină peste prag, iar în zona spitzkastenului se depun mineralele de gangă antrenate mecanic.

Mașina cu separare în stratul de spumă (fig. 14.11) reprezintă o cameră piramidală cu vîrful în jos.

Dispozitivul de încărcare similar unui *separator Jonson* asigură repartizarea uniformă a tulburelii pe întreaga lungime a mașinii, pe ambele părți (stînga și dreapta). Tulbureala intră în stratul de spumă creat de aeratoare tubulare perforate, așezate în două rînduri la distanță 18—20 mm unul de

altul. Frecvența găurilor este de 60 găuri/cm², presiunea excedentară a aerului de 0,2 ata și consumul de aer de pînă la 2 m³/min. Particulele hidrofobe rămîn în stratul de spumă și se evacuează peste pragul celulei. Particulele neflotate cad în partea inferioară a camerei și se evacuează prin furtun. Granulația particulelor ce se pot flota în asemenea mașini depășește de cîteva ori granulația mineralelor ce se flotează în mașini obișnuite.

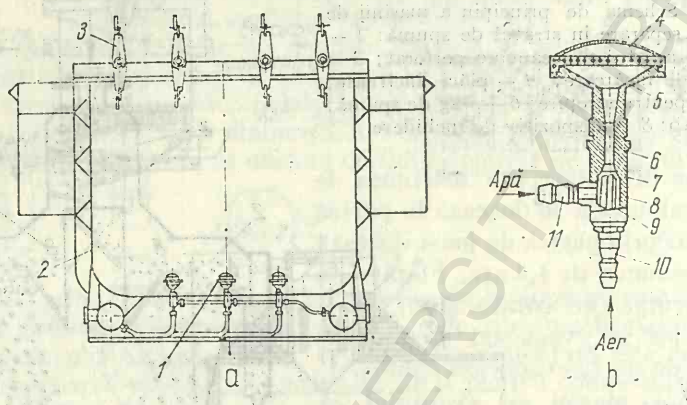


Fig. 14.12. Mașină de flotație pneumatică cu aerator apă-aer: *a* — secțiune transversală; *b* — aerator; *1* — aerator apă—aer; *2* — vana; *3* — colector de spumă; *4* — cap difuzor; *5* — difuzor; *6* — cameră de amestec; *7* — corpul aeratorului; *8* — cameră de alimentare; *9* — diuză; *10* — ștuț pentru aer; *11* — ștuț pentru apă.

Mașina de flotație cu aerator apă-aer (fig. 14.12) experimentată la Combinatul Apatit din U.R.S.S. a înregistrat o capacitate de 2—2,5 ori mai mare comparativ cu mașinile mecanice.

Mașina se deosebește prin faptul că la fundul cuvei sînt montate trei rînduri de aeratoare apă-aer de tipul prezentat în fig. 14.12, *b*. Dispersarea aerului de către aerator are loc ca urmare a trecerii amestecului apă-aer prin ștuțul calibrat. Produsul spumă se evacuează din cameră folosind palete.

14.7. Utilaje auxiliare pentru flotație

În uzinele de preparare se folosesc diferite utilaje auxiliare, însă tangență directă cu flotația au *dozatoarele de reactivi, emulsoarele, spărgătoarele de spumă* și *agitatoarele*.

Dozatoarele de reactivi, constructiv și funcțional, se deosebesc în funcție de caracteristicile reactivilor care pot fi sub formă de pulbere, ori în stare lichidă.

Dozatoarele pentru reactivi sub formă de pulbere, *tip bandă* sau *disc* (fig. 14.13), se practică pentru dozarea varului, cărbunelui activ și alți reactivi.

Dozatoarele *cu schip* (fig. 14.14) sînt destul de răspîndite pentru dozarea tuturor categoriilor de reactivi.

Pentru asemenea dozatoare se folosesc cuplaje electromagnetice în vederea reglării frecvenței de mișcare a schipului.

Pentru uzinele cu reglare automată a procesului se practică *dozatoare cu reglare pneumatică* și *dozatoare cu impulsuri electromagnetice*.

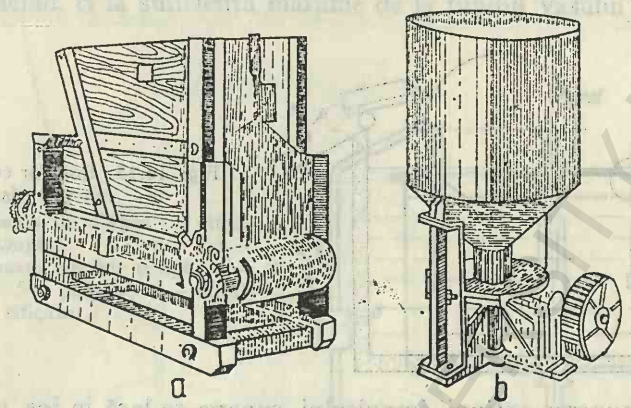


Fig. 14.13. Dozator pentru reactivi—pulberi: *a* — cu bandă; *b* — cu disc.

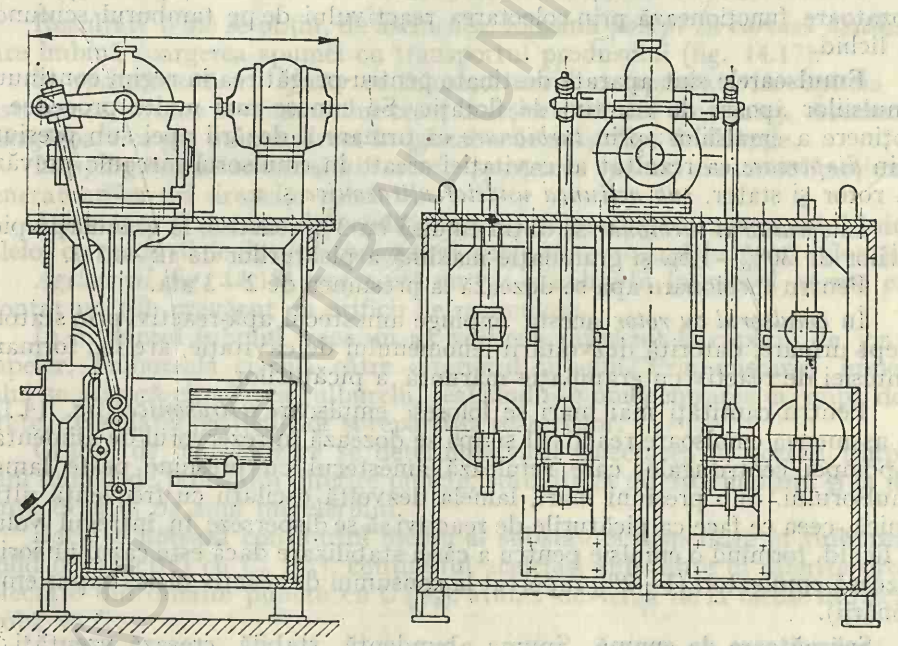


Fig. 14.14. Dozator pentru reactivi lichizi (cu schip).

BCU IAȘI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

La dozatorul cu reglare pneumatică prin transmiterea impulsului pneumatic se modifică unghiul de răsturnare a cupei, se schimbă productivitatea, iar dozajul de reactiv va depinde liniar de presiunea aerului la intrare în regulatorul pneumatic.

La dozatorul cu impulsuri electromagnetice prin transmiterea impulsurilor de către regulator se ridică o supapă care permite trecerea lichidului din rezervor în vasul calibrat.

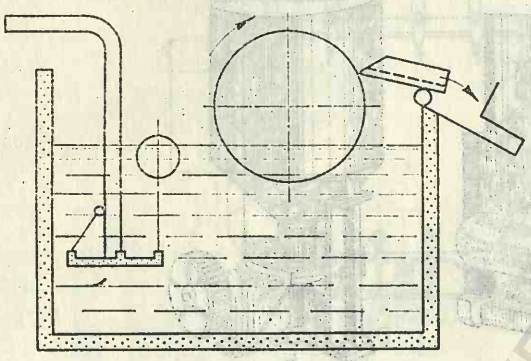


Fig. 14.15. Dozator cu tambur pentru reactivi vîscoși.

La întreruperea acțiunii impulsului, supapa se lasă în jos, se închide trecerea din rezervor și se deschide evacuarea lichidului din vasul calibrat.

Pentru reactivii uleioși se folosesc *dozatoare cu tambur* (fig. 14.15). Aceste dozatoare funcționează prin colectarea reactivului de pe tamburul scufundat în lichid.

Emulsoarele sînt aparate destinate pentru pregătirea în regim continuu a emulsiilor apoase de reactivi de flotație. Se cunosc mai multe procedee de obținere a emulsiilor: prin *turbionare* ca urmare a dozării apei sub presiune, prin *dispersare* ca rezultat al cavitației create în emulsorul mecanic prevăzut cu rotor și stator, *sub acțiunea undelor ultrasonice* ș. a.

În *emulsorul turbionar* se obțin emulsii cu 3% reactivi, la granulația picăturilor de 30%—1,5μ și granulație maximă a picăturilor de 12—15 μ.

Pentru turbionare apa se dozează la presiunea de 2—3 ata.

În *emulsorul cu rotor* acesta împinge amestecul apă-reactivi prin stator și drept urmare, datorită dezvoltării fenomenului de cavitație, are loc formarea emulsiei de reactiv cu granulație măruntă a picăturilor.

Pentru cantități mai mari se folosesc emulsoare *ultrasonice* (fig. 14.16). În asemenea emulsoare reactivul și apa se dozează în rezervorul de alimentare a pompei centrifugale, care refulează amestecul cu presiune peste lamela emulsorului. Sub presiuni mari, lamela dezvoltă oscilații cu frecvență ultrasonică, ceea ce face ca picăturile de reactivi să se disperseze în întregul volum de lichid, formînd o emulsie pentru a cărei stabilizare dacă este cazul uneori se dozează emulgatori (1—2% raportat la consumul de reactiv uleios supus emulsionării).

Spărgătoare de spumă. Spuma abundentă, stabilă, creează greutăți la separarea în operațiile de flotație, la transport pe jgheaburi, precum și în

operația de îngroșare, motiv pentru care asemenea spume trebuie în prealabil distruse.

Cel mai simplu procedeu de distrugere est cel *mecanic*. Pentru aceasta poate fi utilizat *bloc impelerul mașinii de flotație* ori *impelerul obișnuit* ce se introduce în cuvă sau chiar în bazinul de alimentare a pompelor. Trebuie însă reținut că spuma trebuie să curgă direct pe impeler, iar acesta să nu se afle în volumul de lichid, ci la suficientă înălțime de la fundul vasului (1/3—2/3 din înălțime).

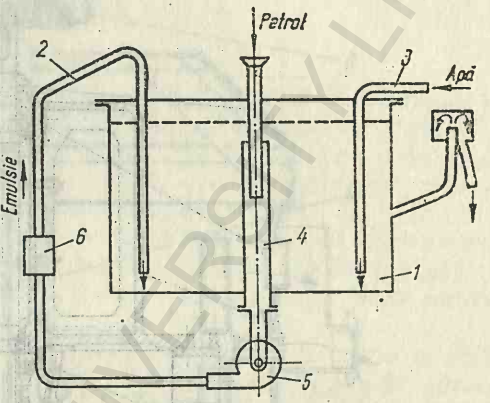


Fig. 14.16. Schema instalației de emulsionare cu ultrasunete: *1* — vas; *2,3* — țevi pentru dozare emulsie și apă; *4* — țeava centrală; *5* — pompă; *6* — emulsificator.

Rezultate bune se obțin, de asemenea, folosind *pompe cu carcasă deschisă*, care îmbină spargerea spumei cu transportul produsului (fig. 14.17).

În *spărgătoarele cu ejector* se folosește aerul comprimat, iar spuma se distruge ca urmare a vacuumului creat la ieșirea aerului din ajutaj. Asemenea spărgătoare se pot monta direct în jgheaburile mașinilor de flotație.

La *spărgătoarele sonice* și *ultrasonice* spargerea spumei are loc sub acțiunea generatoarelor ori sirenelor speciale.

Agitatoare și aparate de condiționare se folosesc pentru contactul mineralelor cu reactivii de flotație (pregătirea suprafeței mineralelor pentru flotație).

Agitatorul (fig. 14.18) reprezintă un vas cilindric în interiorul căruia este montat un tub prevăzut cu orificii de recirculare.

În interiorul tubului trece un ax vertical, prevăzut la capătul de jos cu impeler. Tulbureala circulă către interiorul tubului. Prin mișcarea impelerului se asigură circularea tulburelii, realizîndu-se omogenizarea ei, după densitate, granulația particulelor și repartiția reactivilor.

Gradul de omogenizare se determină prin colectarea în același timp a unui număr de probe din diferite puncte, stabilite la diferite înălțimi și la distanță diferită de axul impelerului.

Dacă se notează conținutul mediu al substanței dispersate în tulbureală (solid ori reactiv) cu C_0 [%], conținutul aceleiași substanțe în diferite probe colectate din diferite puncte cu C [%], atunci devierea de la medie în fiecare probă va fi:

$$m = \frac{C}{C_0} 100 \ [\%]$$

Omogenitatea întregului volum I rezultă din formula:

$$I = \frac{m_1+m_2+m_3\ldots+m_n}{n}\,[\%]$$

Omogenitatea este în funcție de specificul constructiv al agitatorului și de intensitatea de agitare. În fiecare caz concret trebuie stabilită intensitatea de agitare în funcție de granulația materialului, de gradul de solubilizare a reactivilor ș. a.

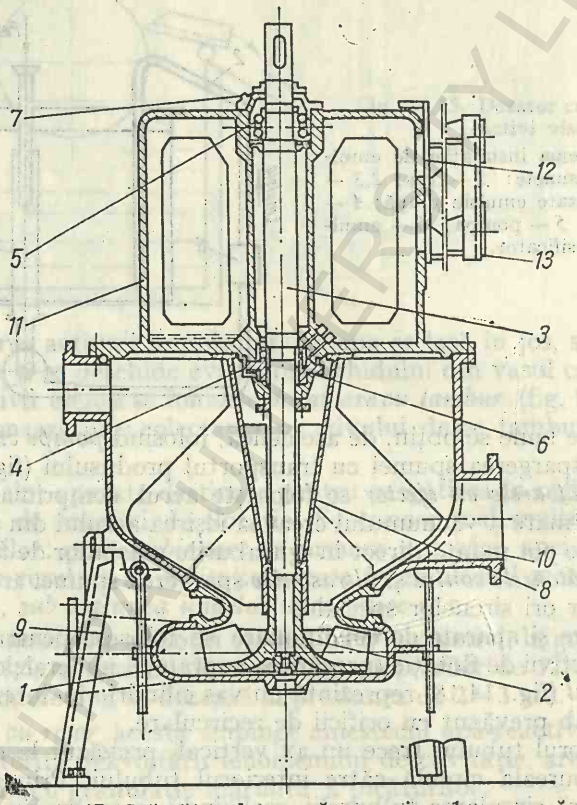


Fig. 14.17. Spărgător de spumă mecanic: *1* — carcasă spirală; *2* — rotor; *3* — ax; *4* — *5* — lagăre cilindrice; *6,7* — simeringuri; *8* — tub apărător; *9* — suport; *10* — stuț de racordare; *11* — suport de antrenare; *12* — suport motor; *13* — suport întindere motor.

Calculul agitatoarelor constă în *determinarea volumului necesar* după formula:

$$V_c = \frac{V\,t_c}{1440} = \frac{Q(R+1/\delta)t_c}{1440}\,[\text{m}^3]$$

în care: V_c este volumul util al agitatorului, m³;
t_c — timp de condiționare, min.

Restul semnelor sînt identice cu cele folosite la calculul mașinilor de flotație mecanice.

Aparatele de condiționare (fig. 14.19) se folosesc pentru omogenizarea tulburelilor cu spectru larg de granulație a solidului și cu conținut mai ridicat de fracțiuni mari.

Spre deosebire de agitatoare, volumul aparatului de condiționare se separă în două zone cu ajutorul cilindrului despărțitor. Tulbureala se alimen-

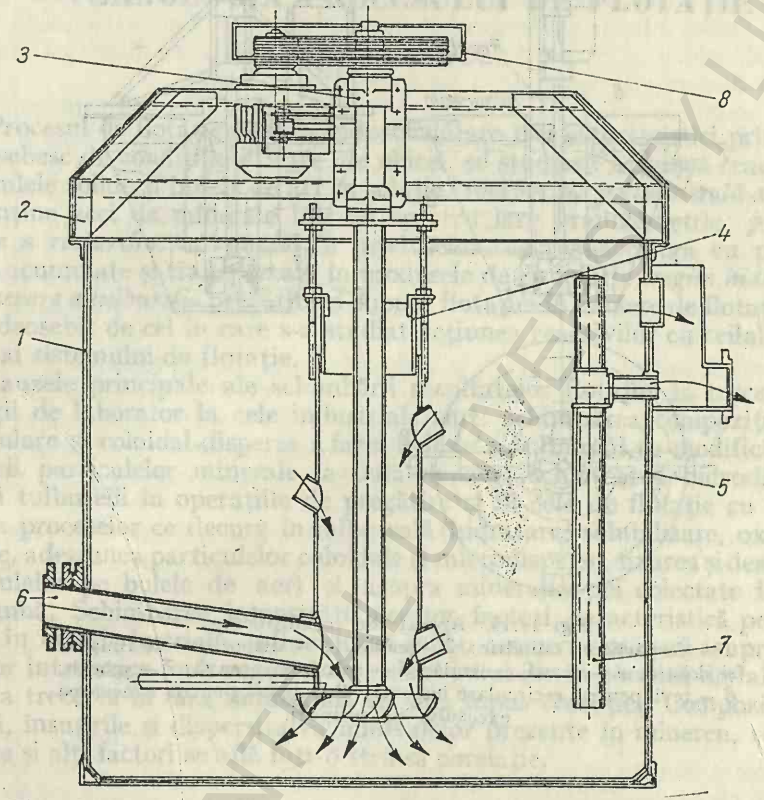


Fig. 14.18. Agitator: *1* — rezervor; *2* — suport mecanism de acționare; *3* — mecanism de agitare; *4* — cilindru telescopic; *5* — căptușeală de cauciuc; *6* — guri de alimentare; *7* — conductă de evacuare; *8* — apărătoare curele.

tează în zona exterioară liniștită, unde se separă în nisipuri și șlamuri. Nisipurile se concentrează în zona centrală, unde se dozează reactivul colector. Densitatea mare a tulburelii în această zonă (60—70% solid) asigură o concentrație mărită de reactiv. Nisipurile după contactarea cu reactivii deversează peste tubul cilindric în jgheabul de evacuare către flotație. Șlamurile se vor condiționa cu acea parte din reactivi rămasă după contactul cu nisipurile.

Tubul *8* servește pentru circularea nisipurilor, pentru a preveni înnămolirea, iar tubul *9*, pentru trecerea excesului de nisipuri din zona superioară către zona de fund a aparatului.

Unghiul impelerului și sensul de rotire se aleg astfel ca nisipurile să circule în sus. Apa se dozează pentru spălarea nisipului înainte de pornire, după o staționare mai lungă [35]. Productivitatea și volumul se determină similar ca la agitatoare. După necesități, se poate doza și aer comprimat. Asemenea aparate permit reducerea cu 20—30% a consumului de reactivi.

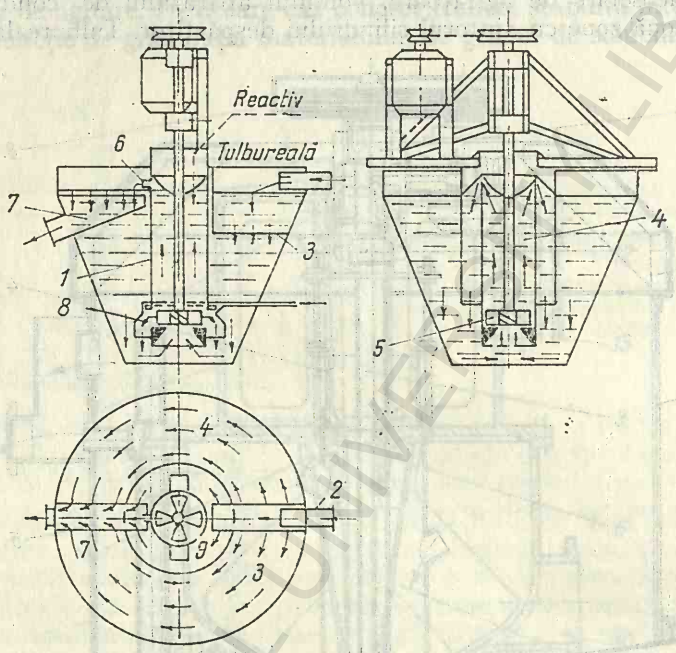


Fig. 14.19. Aparat de condiționare:
1 — despărțitor cilindric; *2* — țeavă; *3* — dispozitiv de liniștire și dozare; *4* — țeavă centrală; *5* — rotor; *6* — țeavă; *7* — jgheab; *8* — țevi pentru recirculare nisipuri; *9* — țeavă pentru evacuarea excesului de nisipuri.

BCU IAȘI / CENTRUL DE CONSERVARE

Capitolul 15

TEHNOLOGIA PROCESULUI DE FLOTAȚIE

Procesul de flotație în faza industrială are trei caracteristici principale ce îl deosebesc de condițiile în care, de obicei, se studiază acțiunea reactivilor cu particulele solide și bulele de aer în soluție: *compoziție polimineralâ a tulburelii* ce conține zeci de minerale într-un spectru larg granulometric; *prezența în soluție a resturilor de reactivi*, a produselor reacției acestora cu particulele solide acumulate și transportate în produsele de circulație; *regim hidrodinamic și de aerare a tulburelii* pregătite și supuse flotației în camere de flotație, uneori mult deosebit de cel în care s-a studiat acțiunea reactivilor cu ceilalți componenți ai sistemului de flotație.

Cauzele principale ale schimbării rezultatelor flotației la trecerea de la condiții de laborator la cele industriale sînt: schimbarea compoziției ionice, moleculare și coloidal-disperse a fazei lichide a tulburelii ce modifică cinetica aderării particulelor minerale la bula de aer; schimbarea hidrodinamicii și aerării tulburelii în operațiile de pregătire și în cele de flotație cu influență asupra proceselor ce decurg în tulbureală (hidratare, solubilizare, oxidare adsorbție, adeziunea particulelor coloidale și microdisperse, fixarea și desprinderea particulelor pe bulele de aer) și asupra mineralizației colectate în stratul de spumă. Schimbarea intensității acestor factori, caracteristică pentru procesele în fază industrială, influențează într-o asemenea măsură asupra acțiunii forțelor interfazice încît regimul de reactivi stabilit în condiții de laborator și pilot la trecerea în faza industrială trebuie supus corecției. Compoziția mineralului, însușirile și dispersitatea mineralelor prezente în minereu, schema de flotație și alți factori se află într-o strînsă corelație.

15.1. Caracteristica mineralelor

Eficiența procedeului de flotație este determinată de un număr mare de factori dintre care cel mai studiat este influența compoziției mineralogo-granulometrice, densitatea și temperatura tulburelii, regimul de reactivi, debitul de tulbureală, intensitatea aerației, calitatea apei.

Influența factorilor ce determină rezultatele flotației se determină prin încercări de laborator, pilot și prin controlul în fază industrială a indicatorilor obținuți și care urmează a servi ca elemente de proiectare pentru flotația minereului dat.

Pentru orientarea programului de cercetare a flotației diferitelor minereuri se poate folosi clasificarea prezentată în tabelul 15.1.

Această clasificare are la bază însușirile de flotație ale diferitelor grupe de minerale [9], ține seama de experiența practică, însă ea are un caracter general, orientativ, deoarece pentru fiecare caz în parte trebuie luate în considerare condițiile de formare a mineralizației, de schimbare a însușirilor acesteia în procesul de extragere, sfărîmare și măcinare. Aceleași minerale cu compoziție apropiată, luate din diferite zăcăminte, se comportă diferit în flotație. Astfel, blenda de culori diferite (determinate de conținutul de fier) acționează diferit cu xantații, calcita și barita din diferite zăcăminte, flotează diferit ca urmare a condițiilor de formare cînd a avut loc impurificarea rețelei.

În procesul de extragere și păstrare a minereurilor, flotabilitatea se reduce ca urmare a oxidării. Pentru flotație este important nu numai ce mineral trebuie flotat ci și cu care minerale mai este asociat, deoarece în funcție de aceasta separarea poate decurge ușor ori greu. Astfel, separarea fluorinei și fosfaților de cuarț nu constituie o problemă, dar cînd ganga este formată din calcită și dolomită, separarea este foarte complicată. Separarea mineralelor sulfurice de cele nesulfurice nu este complicată, dar separarea sulfurilor între ele este deja complicată. Condițiile de formare a mineralelor determină structura lor și influențează puternic flotabilitatea.

Mineralele sulfurice formate la presiuni înalte, prin degajarea de magmă topită ori depunere hidrotermală, au o densitate mare și se comportă bine în flotație. Ca rezultat al oxidării și leșierii mineralelor sulfurice, precum și prin depunere din soluții apoase, se formează minerale oxidice (oxizi, sulfați, carbonați, silicați) cu structura cristalină măruntă, poroasă, caracterizate prin flotabilitate redusă.

Un rol important îl are ordinea de formare a mineralelor. Frecvent mineralele anterior formate au frînturi, crăpături și sînt cementate de minerale mai tinere ce formează filonașe.

În majoritatea cazurilor mineralele de cementare (secundare) au duritate mai redusă și la măcinare formează șlamuri. Uneori la formarea mineralelor are loc așa-numita *îmbogățire secundară* produsă prin acțiunea chimică dintre mineralele primare și soluțiile cu săruri ale altor metale.

Drept rezultat, pe suprafața mineralelor primare se formează învelișuri de compoziție diferită (de exemplu, pirita se acoperă cu o peliculă de calcozină, calcopirită cu covelină, blenda cu argentit ș. a.). Soluțiile apoase calde circulînd printre roci pot conduce la transformări mari ale minereului, influențînd mult prepararea.

Au importanță două tipuri de transformări: a) *silicifierea;* b) *caolinizarea, cloritizarea* și *sericitizarea.*

În primul caz, mineralele se cementează cu silice, iar în al doilea caz se formează diverse minerale microcristaline ce conduc la apariția unor importante cantități de șlamuri.

Aceste exemple nu epuizează ci dimpotrivă întăresc concluzia că particularitățile mineralogo-petrografice la fel ca și alte însușiri fizico-chimice (oxidare, solubilizare, capacitate de adsorbție) legate de geneza mineralelor sînt însușiri foarte importante ce influențează prepararea prin flotație.

Clasificarea mineralelor după flotabilitate (după M. A. Eingeles)

Grupa	Minerale	Însuşiri de flotaţie	Reactivi colectori specifici
A. Minerale apolare nemetalifere	Grafit, sulf nativ, talc, cărbuni bituminoşi	Posedă hidrofobitate naturală mărită. Flotează în prezenţa spumanţilor şi colectorilor. Datorită densităţii reduse şi a puternicei tării de fixare la bulele de aer este posibilă flotarea particulelor cu granulaţii mari.	Reactivi apolari uleiuri (petrol ş. a.). Reactivii spumanţi frecvent îndeplinesc şi rol de colectori.
B. Sulfuri ale metalelor neferoase grele şi metale native	Pirită, pirotină, Minerale de cupru, plumb, zinc, stibiu, molibden, ş. a. (calcopirită, galenă, blendă, stibină, molibdenită, ş. a.). Aur, argint, platină.	Posedă hidrofobitate relativă. Sînt foarte sensibile faţă de procesele de oxidare. Acţionează activ şi selectiv cu xantogenaţii.	Xantogenaţii
C. Minerale oxidice ale metalelor neferoase grele	Carbonaţi şi sulfaţi de cupru, plumb, zinc, precum şi sărurile acestor metale şi altor oxizi (azurit, malachit, cerusit, smithsonit, vulfenit , ş. a.)	Nu posedă hidrofobitate naturală. Sub acţiunea sulfurii de sodiu şi altor sulfurizatori se acoperă cu o peliculă de sulfură. După sulfurizare cu acizi graşi şi săpunurile lor	Xantogenaţii după sulfurizarea mineralelor cu sulfură de sodiu. Uneori acizi graşi şi săpunurile lor.
D. Săruri minerale polare ce conţin cationi alcalino-pămîntoşi (calciu, magniu, bariu, stronţiu).	Scheelită, apatită, povellit, calcită, baritină, fluorină, fosfaţi, magnezită, ş. a.	Nu flotează cu xantogenaţi. Flotează cu acizi graşi şi cu colectori cationici. Sînt foarte sensibile faţă de compoziţia de ioni a tulburelii.	Acizi graşi şi săpunurile lor.
E. Oxizi, silicaţi şi alumosilicaţi.	Cuarţ, corund, diaspor, rutil, hematită, molibdit, cassiterită, cianit, andaluzit, piroluzită, berill, feldspaţi, mice, caolină, etc.	Flotează activ cu colectori de tip cationic. În anumite situaţii este bună activarea cu cationi din tulbureală. Însuşirile de flotaţie sînt foarte dependente de condiţiile de formare a mineralelor.	Colectori cationici.
F. Săruri ale metalelor alcaline şi alcalinopămîntoase cu solubilitate relativă în apă.	Gips, hidroboracit, inoit, ş. a.	Concentraţia ridicată a sărurilor în soluţie necesită folosirea unor reactivi specifici (cu grupa polară sulfurică, ş. a.), cationici, precum şi regulatori de flotaţie.	Colectori de tip anionic şi cationic cu grupe polare specifice.
G. Săruri ale metalelor alcaline şi alcalinopămîntoase puternic solubile în în apă.	Galit, silvină, cainit, langbeinit, ş. a.	Flotează în soluţii saturate (mumă) Flotaţia depinde mult de compoziţia mediului. Sînt posibile transformări ale mineralelor în procesul de flotaţie.	Aceiaşi ca la grupa F.

15.2. Dezasocierea substanțelor minerale

Substanțele minerale utile se deosebesc prin structura și textura lor, fapt ce influențează dezasocierea granulelor minerale în procesele de sfărîmare, măcinare și clasare ce preced majoritatea procedeelor de concentrare.

Dezasocierea minereului înainte de flotație trebuie să răspundă la două cerințe principale:

1) granulele mineralului ce trebuie flotat să aibă granulație care să-i permită să adere la bula de aer;

2) masa principală a mineralelor utile să fie în stare liberă, adică să fie eliberată de concrețerile cu mineralele de gangă (înainte de flotația colectivă) și de concrețeri între minerale utile (înainte de flotația selectivă).

La prepararea minereurilor ce conțin impregnații minerale mari determinată este prima cerință, iar la prepararea minereurilor cu impregnație mărunță — a doua.

În practica preparării minereurilor se cunosc o multitudine de variante de dezasociere a granulelor minerale, în funcție de caracteristica acestora.

În figura 15.1 se prezintă caracteristica principală a diverselor forme de concrețeri ale mineralelor în minereuri. Curba *1* caracterizează materialul în care ponderea revine impregnanților mari de minerale utile. În această situație

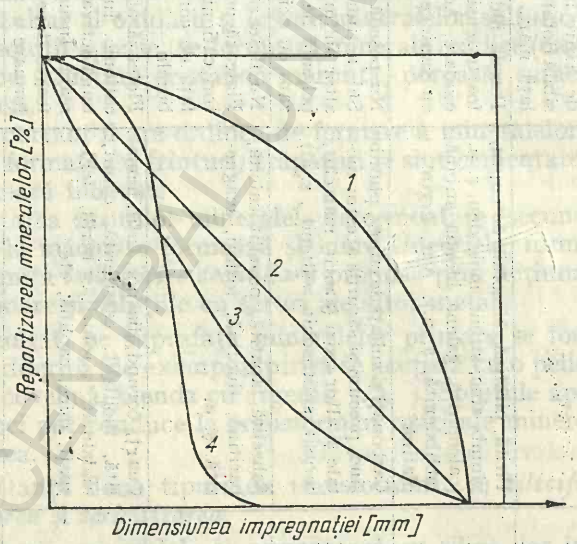


Fig. 15.1. Caracteristica principală a diverselor forme de impregnație a mineralelor.

măcinarea se conduce cu deosebită atenție, pentru a preîntîmpina supramăcinarea granulelor libere. Asemenea minereuri impun necesitatea separării mineralelor dezasociate, pentru a evita prejudicii.

Spre deosebire de curba *1*, curba *3* caracterizează materialul cu ponderea impregnațiilor mărunte. La măcinarea minereului de acest tip, de asemenea,

trebuie separate granulele pe măsura dezasocierii lor. Curba *2* reprezintă minereurile cu impregnații minerale neregulate, pentru care măcinarea și concentrarea se realizează în stadii. Curba *4* este curba ideală, în care mineralele utile au dimensiuni uniforme. Cel mai frecvent se întîlnesc situații cînd formele și dimensiunile impregnațiilor minerale au caracter variat, cînd minerale după duritate și greutate specifică sînt diferite. În majoritatea cazurilor, în procesul de măcinare nu se realizează dezasocierea completă pentru a evita supramăcinarea. În procesele de concentrare și în special înainte de flotație, măcinarea se conduce pentru a realiza:

a) dezasocierea suficientă, pentru a obține concentrate calitative corespunzătoare și sterile finale;

b) absența granulelor mari, deoarece acestea nu se pot extrage (în spumă);

c) cantitatea redusă de șlamuri, pentru a nu deranja desfășurarea proceselor de concentrare și auxiliare.

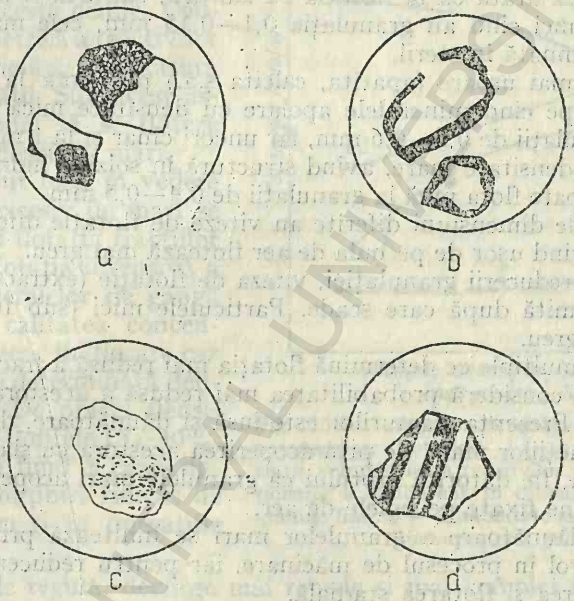


Fig. 15.2. Tipurile principale de concreșteri între două minerale: *a* — concreșteri măsurabile; *b* — filme (înveliș) al unui mineral pe suprafața altuia; *c* — incluziuni ale unui mineral cu altul; *d* — filonașe.

Obținerea unui produs măcinat omogen se realizează în circuit închis de măcinare-clasare, cu respectarea unei cantități fixe de refuz, iar regimul de măcinare trebuie să corespundă particularităților minereului și a impregnațiilor.

Astfel, dacă trebuie dezasociate concreșteri de tipul celor din figura 15.2, *a* trebuie folosite bile relativ mari și tulbureală mai diluată.

În acest fel, se creează condiții pentru măcinare prin impact. Cînd trebuie dezasociate concreșteri de tipul celor prezentate în figura 15.2, b și *c*, se folo-

sesc bile relativ mici și tulbureală densă, rolul principal avîndu-l efectul de frecare. Importanța deosebită o are alegerea stadiilor de măcinare și clasare. La măcinarea avansată clasarea este obligatorie, atît cea de control cît și cea prealabilă.

În fiecare caz concret de măcinare există un grad de dezasociere a mineralelor, cel mai economic, ce depinde nu numai de considerente tehnice ci și de capacitatea uzinei și de conținutul de minerale utile în minereu. Cu cît capacitatea este mai mare și minereul mai bogat, cu atît este mai recomandată dezasocierea mai avansată.

Pentru flotație granulația maximă mai este în funcție și de hidrofobitatea mineralului, densitatea acestuia și forma particulelor.

Mineralele cu hidrofobitate naturală ridicată și densitate mică pot flota la o granulație mai mare. Granulele sferice flotează mai greu decît cele cu laturi plane, cele cu forme izometrice flotează mai greu decît cele în formă de solzi. Practica arată că la flotația cu xantați, sulfurile se fixează stabil pe bula de aer atunci cînd au granulația 0,1—0,15 mm, cele mai mari rămîn în pondere însemnată în steril.

Mineralele mai ușoare (apatita, calcita ș.a.) pot flota la granulații de 0,15—0,2 mm, pe cînd mineralele apolare cu densitate mică (sulf, cărbune) flotează la granulații de 0,5—0,6 mm, iar uneori chiar și la 1 mm. Molibdenita cu toate că are densitate mare, avînd structură în solzi și hidrofobitate naturală, ridicată, poate flota pînă la granulații de 0,4—0,5 mm.

Granulele de dimensiuni diferite au viteze de flotație diferite. Granulele mari ce se desprind ușor de pe bula de aer flotează mai greu.

Pe măsura reducerii granulației, viteza de flotație (extracția) crește pînă la o anumită limită după care scade. Particulele mici (sub 10—15 microni) flotează foarte greu.

Sînt cauze multiple ce determină flotația mai redusă a fracțiilor fine, însă determinantă se consideră probabilitatea mai redusă a acestora de aderare la bulele de aer. Prezența șlamurilor este însă și dăunătoare, deoarece reduce flotabilitatea fracțiilor mari, fie prin acoperirea acestora cu șlamuri ale mineralelor de gangă, fie datorită faptului că granulele mari acoperite de șlamuri nu se pot menține fixate pe bulele de aer.

Influența dăunătoare a granulelor mari se limitează prin introducerea clasării de control în procesul de măcinare, iar pentru reducerea șlămuirii se practică măcinarea și flotarea stadială.

15.3. Densitatea și temperatura tulburelii

Densitatea tulburelii se exprimă fie prin *diluție* fie prin *conținut de solid*. Prin *diluție* se înțelege raportul de greutate dintre apă și solid ($R=L:S$). *Conținutul de solid* se exprimă subunitar ori în % și rezultă din raportul de greutate al apei și tulburelii,

$$P = \frac{S}{S+L} 100 \ [\%]$$

Deoarece $L = RS$, atunci $P = \frac{S}{S + RS} = \frac{1}{1 + R}$ de unde $R = \frac{1 - P}{P}$

în care: S este greutatea solidului din tulbureală;
L — greutatea apei din tulbureală;
P — conținut de solid, subunitar.

Densitatea tulburelii se mai exprimă uneori și prin raporturi volumetrice, însă în practică se folosesc raporturile de greutate, calculele fiind mai simplificate.

Densitatea tulburelii are influență diferită asupra flotației.

După cum rezultă din figura 15.3 creșterea densității tulburelii, menținînd constante capacitatea și numărul de celule, conduce la creșterea timpului de staționare a tulburelii în aceste celule. Concentrația volumetrică a reactivilor crește, de asemenea, pe măsura creșterii densității. Sub acest aspect pare rațional să se floteze în tulbureli cu densități mari.

Trebuie avut însă în vedere că la densități excesiv de mari se reduce aerația și flotația fracțiilor mari, are loc flotația intensivă a șlamurilor mineralelor de gangă ce înrăutățesc calitatea concentratului. De aceea, în fiecare caz concret, trebuie determinată densitatea optimă. De obicei densitatea variază în limitele 15—40%, valori mai mici fiind în cazul minereurilor cu conținut ridicat de șlamuri, precum și în operațiile de reflotare.

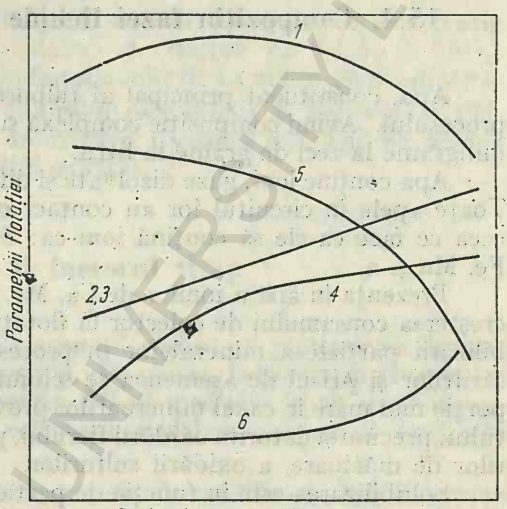


Fig. 15.3. Influența densității tulburelii asupra parametrilor flotației; *1* — aerație; *2* — concentrația volumetrică a reactivilor; *3* — timp de staționare a tulburelii în celulă; *4* — flotabilitate granule fine; *5* — flotabilitate granule mari; *6* — atriția suprafeței granulelor.

Flotația, de regulă, decurge mai repede și mai complet în tulbureli mai dense, dar în acest caz calitatea concentratului este mai redusă. Densitățile mai mari sînt corespunzătoare pentru flotația în mașini mecanice. Pentru mașinile pneumatice menținerea în suspensie a tulburelii dense necesită aerare intensivă, fapt ce face ca stratul de spumă să fie subțire și calitatea concentratului mai redusă. Minereurile mai grosier măcinate trebuie flotate în tulbureli mai dense, pentru a putea preveni depunerea materialului în celulă. Tulburelile mai diluate sînt recomandate pentru flotația mineralelor în solzi.

Temperatura tulburelii. Creșterea temperaturii tulburelii mărește viteza tuturor proceselor ce decurg la limita de separare a fazelor. În cazul flotației are loc intensificarea acesteia, dar se reduce selectivitatea procesului. Creșterea temperaturii are influență în special la flotația cu acizi grași și săpunuri. În cazul flotației cu xantați influența temperaturii nu este sesizată deoarece

aceştia se solubilizează bine. La flotaţia sulfurilor, variind temperatura, se pot regla procesele de oxidare şi spumare. În general, cînd tulbureala este rece se cere un consum mai ridicat de spumant. Încălzirea excesivă a tulburelii în moară oxidează excesiv bornitul, reducîndu-i flotabilitatea, creşterea temperaturii facilitează flotaţia mai intensivă a blendei, precum şi desorbţia colectorului în procesul de separare a concentratelor colective plumbo-cuproase, de cupru-molibden ş. a.

15.4. Compoziţia fazei lichide a tulburelii

Apa, constituent principal al tulburelii, are influenţă hotărîtoare asupra procesului. Avînd compoziţie complexă şi variabilă, conţine săruri de la cîteva miligrame la zeci de grame la litru.

Apa conţine ioni, gaze dizolvate şi diferite impurităţi organice şi coloidale. Toate apele în circuitul lor au contact cu diverse minerale, le solubilizează, ceea ce face ca ele să conţină ioni ca: SO_4, Cl, HCO_3^-, CO_3^{-2}, Na, Ca, K, Mg, Fe, Mn ş. a.

Prezenţa în apă a ionilor de Ca, Mg, înrăutăţeşte spumarea şi conduce la creşterea consumului de colector la flotaţia cu acizi graşi. Ca rezultat al solubilizării parţiale a mineralelor în procesul de măcinare, agitare, conţinutul sărurilor şi pH-ul de asemenea se schimbă, acest lucru avînd loc într-o proporţie mai mare în cazul minereurilor provenite din zona de oxidare a zăcămîntului, precum şi datorită oxidării fierului, provenit din uzura utilajului, a corpurilor de măcinare, a oxidării sulfurilor.

Solubilizarea este în funcţie de particularităţile mineralelor, temperatură, hidrodinamica tulburelii, timp de contact. Ionii din apă rezultaţi în procesul de măcinare au acţiune activantă ori depresantă asupra unora ori altora dintre minerale (ex. ionii de Cu şi Pb activează blenda, ionii de Fe, Ca, Cu activează flotaţia cuarţului şi depresează flotaţia altor minerale nesulfurice).

Influenţa ionilor asupra flotaţiei poate fi modificată printr-o serie de măsuri, reducerea conţinutului lor obţinîndu-se prin: schimbarea duratei de contact cu apa, folosirii apei proaspete, creşterea vitezei de flotaţie (prin intensificarea funcţionării maşinilor de flotaţie, regimuri de reactivi adecvate), reducerea cantităţii de produse de circulaţie inclusiv prelucrarea separată a acestora.

Frecvent acţiunea dăunătoare a ionilor din tulbureală este prevenită pe cale chimică dozînd sodă şi alte alcalii care formează cu ionii de fier şi calciu compuşi insolubili ce nu sînt dăunători flotaţiei. Uneori reglînd pH-ul mediului se poate schimba solubilizarea mineralelor şi respectiv cantitatea ionilor ce trec în faza lichidă a tulburelii.

Gazele solubilizate în apă şi în primul rînd oxigenul au influenţă deosebită asupra flotaţiei afectînd starea suprafeţei mineralelor şi compoziţia ionică a tulburelii. Pentru mineralele sulfurice ce posedă însuşiri hidrofobe naturale prezenţa oxigenului afectează echilibrul chimic al acestora. Din practica flotaţiei este cunoscut că fără o oxidare parţială este imposibilă flotaţia sulfurilor.

În lipsa oxigenului este imposibilă fixarea xantogenaților.

Sulfurile proaspete avînd sarcină electrică negativă sub acțiunea oxigenului capătă sarcină pozitivă, iar la trecerea de la o sarcină la alta are loc hidrofobizarea suprafeței.

În practică flotației oxidarea începe la măcinare și continuă în celulele de flotație, avînd loc pe seama oxigenului din tulbureală, a cărui concentrație este în scădere. La aerarea tulburelii în celulele de flotație această scădere este compensată pe seama oxigenului dizolvat. La fiecare metru cub de tulbureală se dizolvă cca. 6 g O/min și acesta se consumă pentru reacțiile de oxidare.

Concentrația de oxigen din tulbureală este în funcție de concentrația ionilor reducători. Reducătorii consumatori de oxigen ca Na_2S, Na_2SO_3, $Na_2S_2O_3$ ș. a. au găsit o largă utilizare în flotația selectivă a mineralelor sulfurice.

Potențialul de oxido-reducere a sulfurilor este diferit și depinde de *p*H. Oxidarea încetează dacă potențialul de oxidare a sulfurii este egal cu potențialul de reducere a oxigenului ori a altui oxidant.

15.5. Regimul de reactivi și factorul timp

Prin *regim de reactivi* se înțelege consumul, ordinea și punctele de dozare, durata de contact a acestora cu tulbureala. De obicei, în proces, la început se introduc reactivii regulatori, care mențin *p*H-ul mediului la un nivel determinat, apoi se introduc depresanții, colectorii și ultimul care se dozează este spumantul.

Această ordine generală poate avea o serie de modificări. Astfel, pentru flotația mineralelor nesulfurice cu acizi grași, în cazul prezenței acțiunii activante a ionilor de fier rezultați la măcinare, se dozează sodă în moară (pentru transformarea fierului în hidroxid), uneori este utilă dozarea silicatului de sodiu la evacuarea morii pentru peptizarea tulburelii din clasor etc.

Reactivii regulatori se dozează în moară, iar cînd este necesar un contact mai de lungă durată cu mineralele se dozează în agitatoare.

Reactivii colectori, de asemenea, se dozează în agitatoare, după ce, în prealabil, tulbureala a fost în contact cu reactivii regulatori.

Frecvent, în special atunci cînd acțiunea mineralelor cu colectorii nu este prea selectivă, este rațională dozarea în porții a acestora, dozîndu-se partea cea mai mare a colectorilor la început. Atunci cînd este rațională acțiunea colectorului cu suprafețele proaspăt formate după dezasociere, reactivul se dozează la măcinare. Uneori cînd viteza de acționare a colectorului cu mineralele este mare, acești reactivi se dozează direct în celula de flotație.

Reactivii spumanți se dozează direct în celula de flotație, ei necesitînd un timp de contact foarte redus, 1—2 min.

Ordinea de dozare are o deosebită importanță, în special în cazul flotației cu acizi grași. Atunci cînd se folosesc acești reactivi în mediu alcalin sau neutru, depresantul se dozează înaintea colectorului, iar cînd se practică tratarea acidă este indicată dozarea depresantului după colector.

Procedeul de pregătire a reactivilor are, de asemenea, o mare importanță. Soluțiile prea diluate sînt incomode datorită volumului mare, după cum și cele prea concentrate sînt incomode în dozare, datorită uneori viscozității.

Uneori, în soluții concentrate, reactivii își schimbă însușirile (ex. amidonul și oleatul de sodiu formează micele ce dispersează greu).

Pentru obținerea unor rezultate satisfăcătoare, toate problemele privind regimul de reactivi trebuie rezolvate în fiecare caz, pe baza unor cercetări de detaliu [36].

Timpul în procesul de flotație influențează condiționarea cu reactivi, formarea peliculei de colector și desfășurarea procesului în mașina de flotație.

Timpul de condiționare cu reactivi de obicei este 5—15 min. Factorul timp în celula de flotație se schimbă, în principal în funcție de caracterul minereului, granulația materialului supus prelucrării, tipul celulei de flotație, tipul operației de flotație.

După durata flotației primare și de control se deosebesc trei categorii de minereuri:

— minereuri ușor flotabile — durata flotației 5—15 min;

— minereuri cu flotabilitate medie — durata flotației 15—25 min;

— minereuri greu flotabile — durata flotației peste 25 min.

Timpul de reflotare în medie nu depășește 10—15 min, însă el este în funcție de cerințele de puritate.

Dacă trebuie separată ganga și produsul intermediar din concentratul de sulfuri, atunci timpul de reflotare poate fi egal cu cel de la flotația primară. Atunci cînd trebuie separat un concentrat colectiv de sulfuri, timpul tuturor operațiilor de separare a calcopiritei, a blendei de pirită, a galenei de blendă, poate depăși de pînă la șase ori timpul flotației primare.

În ce privește viteza de alimentare a celulelor, viteza minimă se determină din considerente economice, de proiectare, adică extracția în celula dată este maximă la viteza minimă, dar reducerea extracției este foarte mică, pe măsura creșterii vitezei de alimentare, pînă cînd se atinge punctul de supraalimentare, după care, odată cu creșterea, ea scade brusc. Această situație este mai puțin sensibilă în celulele cu cuvă comună [37].

Pentru reducerea cheltuielilor de investiții și de exploatare este necesar ca pentru diferite operații de flotație, dimensiunea și numărul camerelor de flotație să fie astfel ales încît volumul de tulbureală ce alimentează camera să fie cel optim. Această regulă trebuie respectată în special pentru camerele ce preiau debitele principale de tulbureală (adică cele pentru flotația primară și de control). În operațiile de reflotare ce preiau debite mai reduse, încărcarea camerelor este mai redusă.

15.6. Aerarea și agitarea tulburelii, colectarea spumei

Aerarea tulburelii este necesară pentru formarea bulelor de aer și în parte pentru menținerea în suspensie a mineralelor. Parte din aer se dizolvă în tulbureală, iar parte se dispersează în bule foarte mici ce se fixează pe minerale.

Prin *aerare* se înțelege cantitatea de aer ce trece în unitatea de timp prin suprafața orizontală a camerei de flotație, $l/m^2 \cdot min$.

În mașinile mecanice aerarea reprezintă în medie 600—700 $l/m^2 \cdot min$, pe cînd în cele pneumomecanice depășește 1000 $l/m^2 \cdot min$.

Aerarea influențează viteza de flotație, pe măsura creșterii ei, de regulă crește și viteza de flotație. În cazul sulfurilor s-a stabilit că timpul de flotație necesar pentru obținerea aceleiași extracții este invers proporțional cu rădăcina patrată din raportul aerării.

Astfel, dacă se notează cu t_1 — timpul flotației necesar pentru obținerea extracției în cazul aerării a_1, iar cu t_2 — timpul de flotație pentru obținerea aceleiași extracții în cazul aerării a_2, atunci $\frac{t_2}{t_1} = \sqrt{\frac{a_1}{a_2}}$.

În mașinile mecanice, aerarea este în funcție de intensitatea agitării tulburelii (viteza de rotire a impelerului), Cu cît este mai intensă agitarea, cu atît este mai mare aerarea, însă trebuie reținut că agitarea prea intensă demineralizează bulele de aer și crește consumul de energie. Agitarea redusă de asemenea, este necorespunzătoare deoarece favorizează depunerea granulelor mari. Intensitatea agitării trebuie să fie suficientă pentru: a preveni depunerea granulelor mari, aerare corespunzătoare și repartizarea bulelor în întregul volum de tulbureală.

Intensitatea colectării spumei. Colectarea intensă reduce timpul de flotație necesar pentru obținerea unei extracții date, iar la timp de flotație constant crește extracția.

În ambele cazuri, conținutul de mineral flotat din spumă se reduce. În stratul de spumă are loc un proces de îmbogățire pe seama spargerii bulelor și depunerii particulelor de gangă, antrenate mecanic.

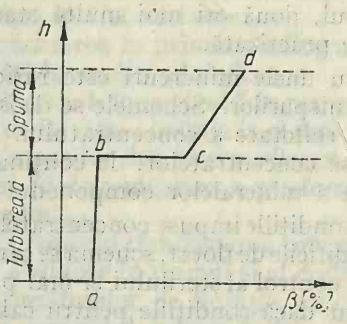


Fig. 15.4. Schimbarea conținutului de element util pe înălțimea camerei.

Conținutul de element util în tulbureală și în stratul de spumă variază cu înălțimea camerei de flotație, conform figurii 15.4.

Din figură rezultă că în tulbureală conținutul de element util pe înălțimea camerei variază puțin, linia $a—b$. Prin trecerea la stratul de spumă are loc saltul $b—c$ și în continuare o creștere treptată conform dreptei $c—d$. Din figură rezultă că dacă am colecta numai stratul superior am obține calitate bogată de concentrat, dar pe seama unei extracții mai reduse, deoarece la o colectare

moderată parte din mineralele utile cad din spumă în tulbureală. Cînd se colectează spuma pe întreaga înălțime a stratului, calitatea concentratului este mai redusă dar cu extracție ridicată.

La flotația primară și de control, de regulă, se practică o intensă colectare de spumă, iar la reflotări o colectare mai moderată.

15.7. Scheme de flotație și compunerea lor

15.7.1. Scheme de flotație

Alegerea schemei tehnologice de flotație reprezintă una din problemele principale în sabilirea tehnologiei de valorificare. Se deosebesc următoarele operații de flotație: *flotația primară* — prima operație de separare a mineralelor utile de cele de gangă; *reflotarea* — operație de innobilare a concentratului flotației primare efectuată cu scopul creșterii conținutului de elemente utile și reducere a impurităților; *flotația de control* — operația de tratare a sterilului flotației primare cu scopul reducerii pierderilor de elemente utile.

Schemele de flotație se deosebesc după numărul de stadii, numărul operațiilor de control și reflotare, puncte de recirculare a produselor intermediare și de dozare a reactivilor.

În funcție de însușirile mineralelor și de condițiile impuse pentru calitatea produselor, se utilizează diferite scheme de flotație [38].

În cazul minereurilor este caracteristică folosirea:

— metodei de flotație selectivă ori colectivă, urmată de retragerea produselor;

— unul, două ori mai multe stadii de preparare, indiferent de metoda de flotație practicată.

Pentru unele minereuri este rațională folosirea flotației separate a șlamurilor și nispurilor. Schemele se deosebesc după operațiile de flotare a sterilului și de reflotare a concentratului. Numărul reflotărilor depinde de condițiile impuse concentratelor, de conținutul de metal în minereu și de însușirile de flotație a mineralelor componente din minereu.

Cînd condițiile impuse concentratelor nu sînt prea severe iar minereurile sînt bogate ori dificile de flotat, schema se caracterizează printr-un număr mai mare de flotații de control al sterilului și mai puține operații pentru reflotarea concentratului, iar dacă condițiile pentru calitatea concentratului sînt severe, atunci schemele se completează cu operații de reflotare, numărul cărora este mai mare pentru minereurile sărace. În cazul mineralelor ce își pierd repede însușirile de flotație, în schemă se prevede extragerea concentratului final încă în operațiile de flotație primară. Atunci cînd ganga și mineralele însoțitoare practic nu flotează, numărul reflotărilor este redus.

Pe lîngă particularitățile minereului și condițiile impuse concentratului, asupra numărului reflotărilor și flotațiilor de control influențează nivelul impus de extracție al metalelor.

În orice schemă de flotație pe lîngă produse finale, concentrate și steril se obțin produse intermediare care se recirculă în proces. Sînt și cazuri cînd produsul intermediar nu se recirculă în schema de flotație ci se supune îmbogățirii după alte procedee (hidrometalurgie, separarea gravitațională ș. a.).

Locul de recirculare în scheme a produselor intermediare este foarte diferit.

Atunci cînd nu se ridică pretenții deosebite pentru calitatea concentratelor, produsele intermediare se recirculă în operația precedentă. Cînd cerințele impuse concentratelor sînt severe, produsele intermediare se recirculă la flotația primară.

Această situație este caracteristică pentru schemele de preparare a minereurilor cu fluorină, molibdenită, grafit, sulf. La alegerea locului de recirculare a produselor intermediare de obicei acestea se unesc cu tulburelile ce au același conținut de substanță utilă. În multe cazuri însă nu este rațional să se respecte această tehnologie. Recircularea produselor în fruntea procesului reduce excesul de spumare la reflători și consumul de spumant.

Cînd produsele intermediare conțin multe concreșteri, se supun remăcinării fie în mori separate, fie în morile principale. În ambele cazuri este necesară desecarea în clasor, ori îngroșător. Remăcinarea produselor intermediare uneori mai este indicată și pentru faptul că astfel se produce o degroșare, curățire a suprafețelor minerale.

Scheme monostadiale. Minereurile cu diseminarea uniformă a mineralelor ce nu depășesc 250 μ și cu șlămuire redusă în procesul de măcinare, de obicei se prelucrează după schema într-un stadiu. În practică uneori această schemă datorită simplității se folosește și atunci cînd ar trebui o schemă mai dezvoltată. După asemenea scheme se prelucrează minereuri cu fluorină, barită, scheelită, apatită, spodumen.

Scheme multistadiale. Numărul stadiilor de preparare se determină în funcție de dimensiunea și caracterul asociației mineralelor, tendința lor către șlămuire. Schemele bistadiale se pot realiza în trei variante:

— extragerea sterilului final după măcinarea în primul stadiu, urmată de remăcinarea concentratului și reflotarea lui în stadiul al doilea;

— extragerea concentratului bogat după măcinare grobă în primul stadiu, urmată de remăcinarea sterilului bogat și de flotația acestuia în al doilea stadiu;

— extragerea concentratului bogat, a produsului intermediar și sterilului final după măcinare în primul stadiu, urmată de remăcinarea produsului intermediar și flotația acestuia în al doilea stadiu.

Se practică și scheme în trei stadii, ce cuprind remăcinarea concentratului ori a produsului intermediar și sterilului, obținute în primul și al doilea stadiu.

Schemele complexe cu remăcinarea produselor de flotație, adică cu mai multe stadii de preparare, se bazează pe principiul cunoscut de a nu măcina nimic în plus. Aceasta se justifică economic din punctul de vedere al costurilor de prelucrare și tehnologic de a evita influența dăunătoare a șlamurilor. Dacă mineralele utile sînt intim asociate între ele, iar agregatele lor formează impregnații mari în gangă (minereuri cuprifere, polimetalice), sau mineralele utile se includ ca agregate în alte minerale utile care la măcinare grobă se separă ușor de mineralele de gangă (multe minereuri cu molibden, grafit), nu este rațional ca acestea să se macine dintr-o dată pînă la dezasocierea totală [10].

La măcinarea foarte fină, pierderile de metal în steril pot să crească, iar conținutul de metal în concentrat să scadă datorită acțiunii dăunătoare a șlamurilor. Pentru asemenea minereuri, pierderile minime în steril se obțin deja la măcinare mai grobă. În asemenea cazuri este rațională folosirea schemelor bistadiale cu obținerea sterilului final urmată de remăcinarea preconcentratului și reflotarea lui.

La minereurile în care mineralul util pe lîngă impregnații mari prezintă și impregnații fine în întreaga rocă înconjurătoare, conținutul de metal în concentrat și pierderile în steril cresc pe măsura măcinării avansate.

Pentru asemenea minereuri este rațional ca după o măcinare grobă să se extragă parțial un concentrat final, apoi sterilul să se remacine și din el să se floteze restul mineralului. Folosirea acestei scheme la o extracție mică a concentratului practic nu dă o reducere a costului prelucrării, dar conduce la îmbunătățirea indicatorilor tehnologici.

Cînd minereul conține o mare parte de mineral util ca impregnații mari cu gangă și o parte de mineral cu impregnație fină în gangă (sau în alt mineral util ce trebuie separat) se macină la o finețe grobă, se separă concentrat final, steril final și produs intermediar, în care se acumulează concreșterile de mineral util cu gangă sau alt mineral util.

Pentru minereurile foarte complexe, cînd mineralele se prezintă ca impregnații fine, neuniforme, și între ele, sau cu unele componente de gangă formează agregate, devine rațională schema de preparare în trei stadii.

În general, cu cît este mai complex caracterul impregnațiilor mineralelor utile și cu cît posedă înclinare mai mare pentru șlămuire, cu atît mai mult este fundamentată folosirea schemelor stadiale de preparare. Dimpotrivă, dacă impregnațiile mineralelor utile sînt uniforme și mineralul nu se supramacină se folosesc schemele de preparare într-un stadiu.

Scheme cu flotația separată a particulelor mai grobe de cele fine. Multe minereuri conțin o importantă cantitate de șlamuri primare ori se șlămuiesc puternic în procesul de măcinare. De obicei, în șlamuri se concentrează fracțiunile oxidate (atunci cînd minereul este sulfuros), sărurile solubile etc. Cantitatea mare de șlamuri deranjează separarea mineralelor, în special atunci cînd acestea au însușiri de flotație apropiate. Pentru aceasta în procesul de măcinare-clasare minereul se separă în concentrate mai grob și fine ce se supun apoi flotației în regimuri diferite.

Flotația separată a particulelor mai grobe și fine se extinde la prepararea minereurilor sulfuroase, iar deșlamarea prealabilă, la o serie de minereuri de fier, mangan.

Scheme de flotație colectivă urmată de separare. Aceste scheme sînt raționale atunci cînd minereurile sînt sărace și la măcinare grobă este posibilă separarea concentratului colectiv și a sterilului final.

Cînd nu se poate separa ganga după o măcinare grobă, totuși schema de flotație colectivă în comparație cu separarea selectivă directă are avantaje deoarece se reduce numărul mașinilor de flotație.

Schemele de flotație colectivă se pot realiza în diverse variante (fig. 15.5, *a*, *b*, *c*, și *d*).

Atunci cînd minereul conține două variațiuni ale aceluiași mineral, dar cu flotabilitate și dimensiuni diferite ale impregnațiilor, devine rațională schema cu flotația colectivă în două trepte (fig. 15.6).

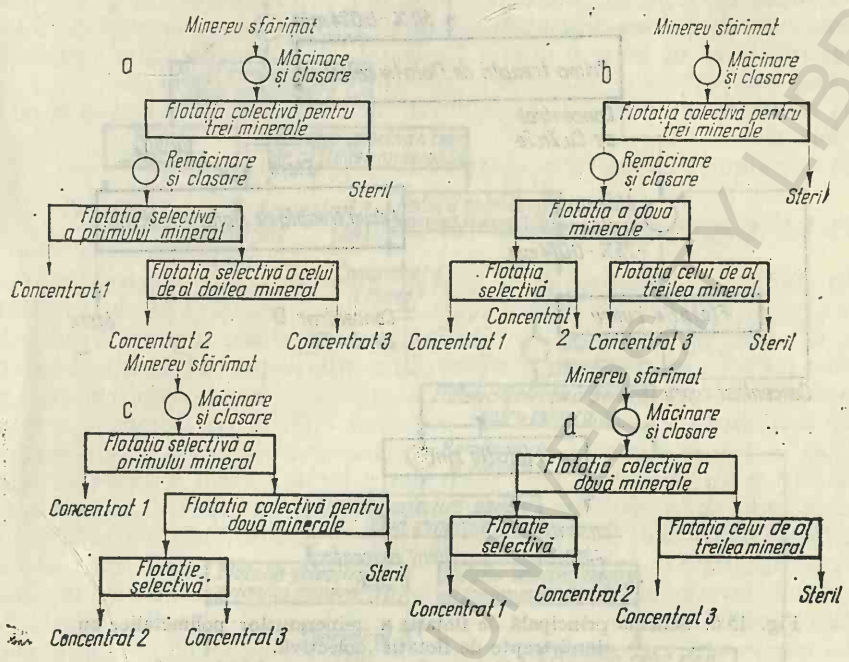


Fig. 15.5. Scheme principale de flotație colectivă urmate de separare.

Asemenea scheme se practică de obicei pentru minereuri de cupru-zinc piritoase la care blenda este prezentă în variații ușor și greu flotabile.

Multe minereuri polimetalice conțin patru componenți ce se extrag în concentrate individuale sau în trei concentrate din care unul colectiv plumbo-cupros ce apoi se supune separării. La alegerea schemelor de preparare a minereurilor polimetalice se procedează astfel:

— pentru minereurile ce conțin sub 25% gangă, precum și pentru cele cu multă gangă la care prin flotație colectivă se obțin rezultate inferioare, se practică scheme de flotație selectivă directă (fig. 15.7).

Dacă minereul pe lîngă plumb, cupru, zinc, conține și pirită, atunci acesta se flotează din sterilul flotației zincului. Pentru asemenea minereuri sînt raționale și alte scheme cum ar fi cele din figura 15.8, *a*, *b*, și *c*.

Aceste scheme sînt indicate și pentru minereurile piritoase compacte.

Schemele de flotație selectivă sînt raționale pentru uzinele cu capacitate redusă, chiar dacă minereul conține multă gangă, cînd schema colectivă nu dă avantaje esențiale, iar avantajele economice lipsesc datorită capacității reduse.

Schema din figura 15.5, *a* este indicată doar pentru unele minereuri de plumb-zinc-pirită sau cupru-zinc-pirită. Această schemă este rațională atunci

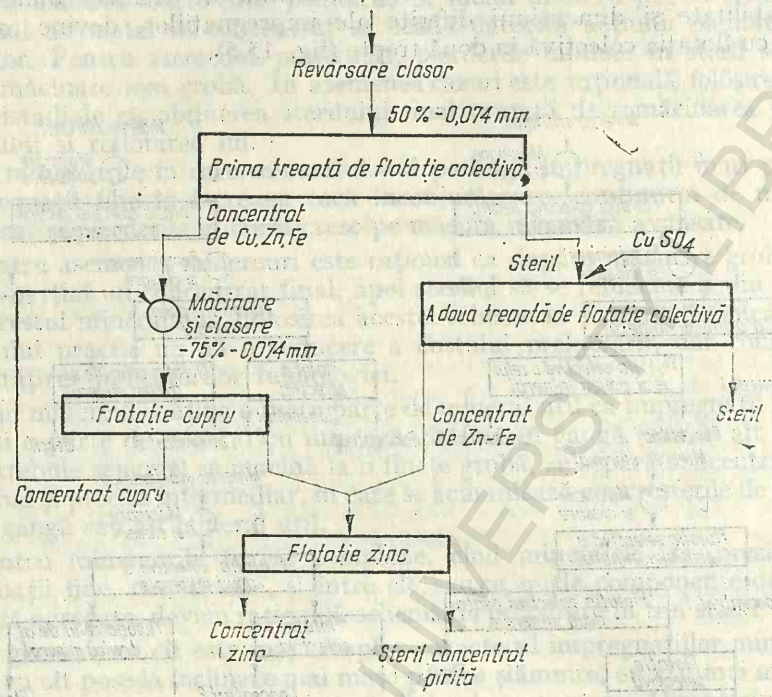


Fig. 15.6. Schema principală de flotație a minereurilor polimetalice cu două trepte de flotație colectivă.

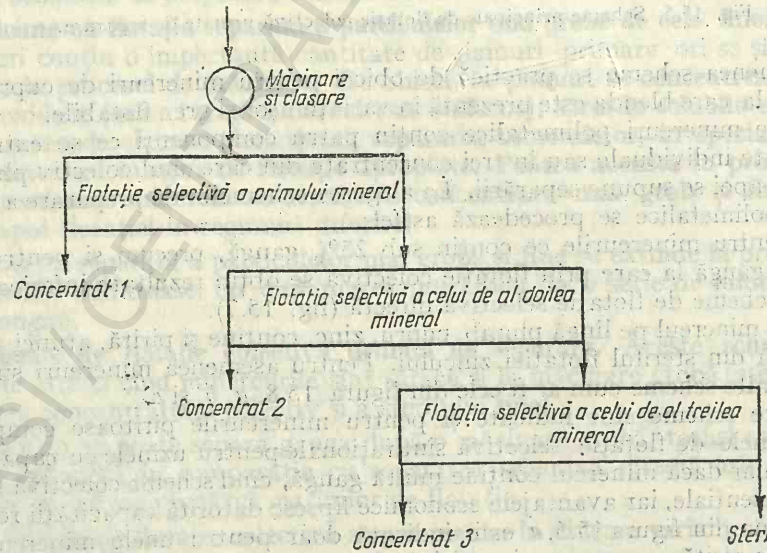


Fig. 15.7. Schema flotației selective directe a unui minereu cu trei componenți.

BCU IASI / CENTRALA UNIVERSITARA LIBRARY

cînd trebuie prevenită activarea blendei, adică atunci cînd nu se poate face flotație colectivă integrală. Avantajul flotației colective a blendei și piritei poate consta în faptul că se evită activarea flotației piritei ce anterior a fost depresată.

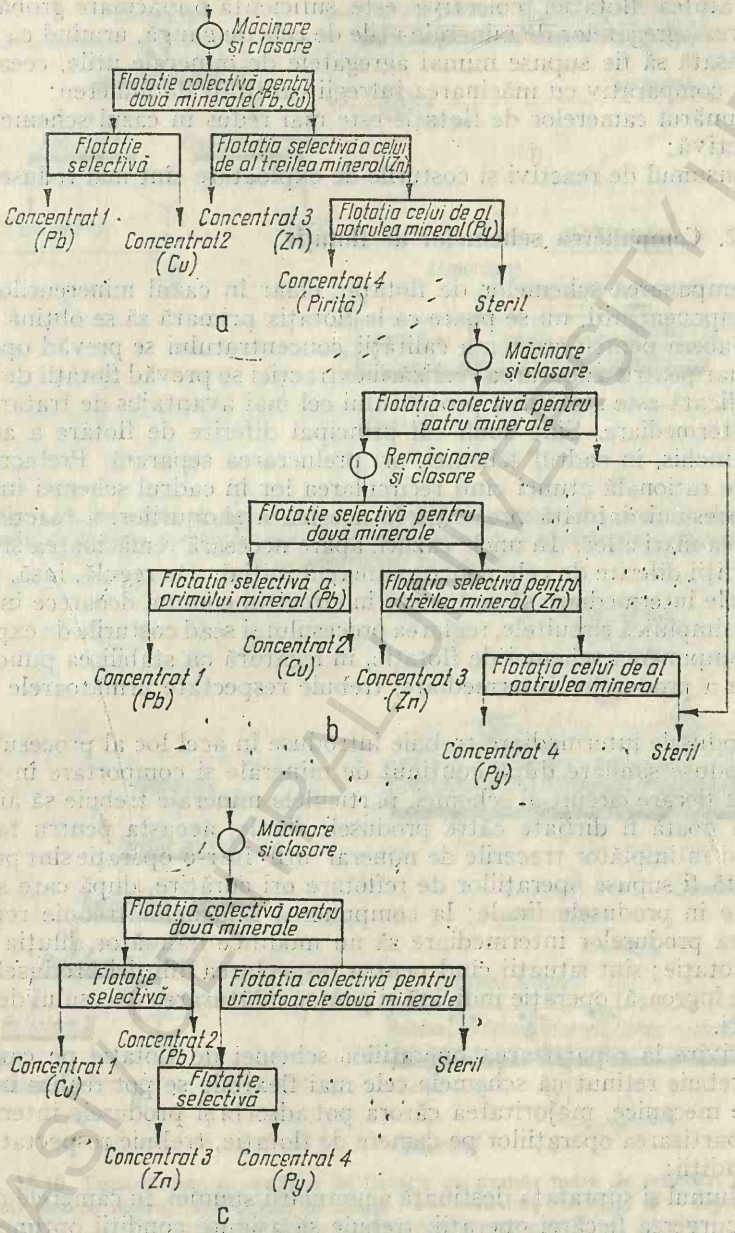


Fig. 15.8. Schema de flotație a minereurilor polimetalice ce conțin patru componenți utili.

BCU IASI CENTRALA UNIVERSITY LIBRARY

La prepararea minereurilor sărace ce conțin agregate de minerale utile, schema de flotație colectivă prezintă avantaje față de cea selectivă, determinate de următoarele cauze:

1) înaintea flotației colective este suficientă o măcinare grobă pentru dezasocierea agregatelor de minerale utile de cele de gangă, urmînd ca la măcinare avansată să fie supuse numai agregatele de minerale utile, ceea ce este avantajos comparativ cu măcinarea întregii cantități de minereu;

2) numărul camerelor de flotație este mai redus în cazul schemei cu flotație selectivă;

3) consumul de reactivi și costurile de exploatare sînt mai reduse.

15.7.2. Compunerea schemelor de flotație

În compunerea schemelor de flotație, chiar în cazul minereurilor cu un singur component util, nu se poate ca la flotația primară să se obțină produse finale, de aceea pentru creșterea calității concentratului se prevăd operații de reflotare, iar pentru asigurarea realizării extracției se prevăd flotații de control. Mai complicată este stabilirea procedeului cel mai avantajos de tratare a produselor intermediare. Sînt două căi principal diferite de flotare a acestora: în circuit închis, în cadrul schemei, ori prelucrarea separată. Prelucrarea separată este rațională atunci cînd recircularea lor în cadrul schemei inițiale ar dăuna procesului datorită prezenței în acestea a șlamurilor, a reactivilor ori diluării prea mari a lor. În unele cazuri, apare necesară remăcinarea și flotarea lor în condiții diferite de cele pentru minereul inițial. De regulă, însă, se caută ca produsele intermediare să se trateze în circuitul comun, deoarece în această situație se simplifică circuitele, reglarea procesului și scad costurile de exploatare.

La compunerea schemei de flotație, în legătură cu stabilirea punctelor de recirculare a produselor intermediare, trebuie respectate următoarele condiții de bază:

1) produsele intermediare trebuie introduse în acel loc al procesului unde se află produse similare după conținut de minerale și comportare în flotație;

2) din fiecare circuit al schemei, particulele minerale trebuie să aibă posibilitate să poată fi dirijate către produsele finale, aceasta pentru faptul că atunci cînd întîmplător trecerile de mineral util într-o operație sînt prea mari ele să poată fi supuse operațiilor de reflotare ori curățire, după care să poată fi colectate în produsele finale; la compunerea schemelor trebuie reținut că recircularea produselor intermediare să nu modifice dăunător diluția în operația de flotație; sînt situații cînd pentru respectarea diluției produsele intermediare se îngroașă, operație indicată și pentru înlăturarea excesului de reactiv ori șlamuri.

Cu privire la repartizarea operațiilor schemei de flotație pe camere de flotație, trebuie reținut că schemele cele mai flexibile se pot realiza în mașini de flotație mecanice, majoritatea cărora pot adsorbi și produsele intermediare [2]. La repartizarea operațiilor pe camere de flotație, trebuie respectate următoarele condiții:

1) volumul și suprafața destinată acumulării spumei, în camerele necesare pentru decurgerea fiecărei operații, trebuie să asigure condiții optime de flotație;

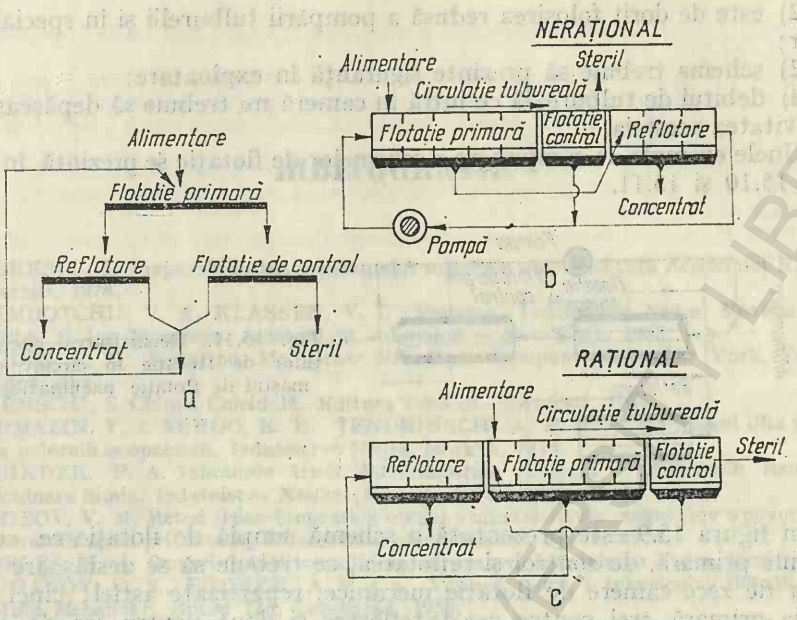


Fig. 15.9. Exemplu de repartizare a operațiilor de flotație într-un circuit de zece mașini de flotație mecanice: *a* — schema flotației; *b* — repartizare nerațională; *c* — repartizare rațională.

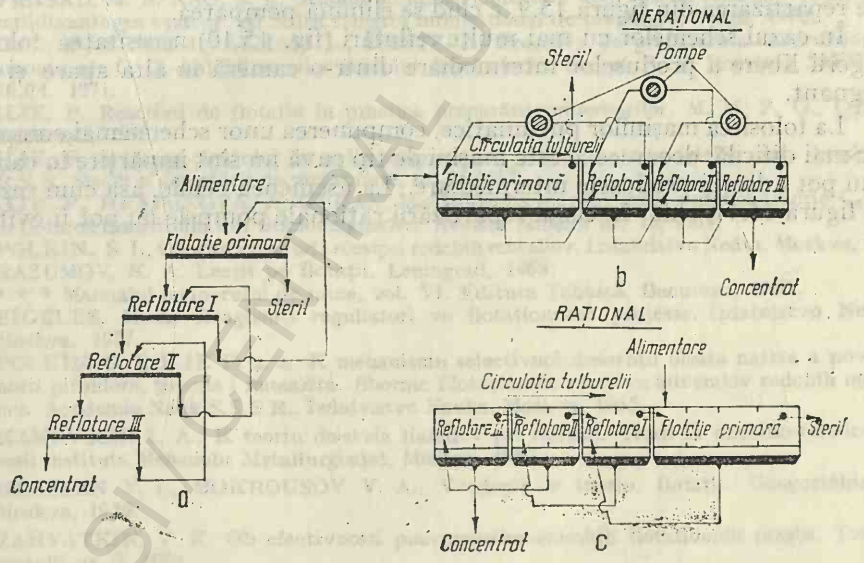


Fig. 15.10. Repartizarea operațiilor de flotație cu număr mare de reflotări într-un circuit dezece mașini de flotație mecanice: *a* — schema flotației; *b* — repartizare nerațională; *c* — repartizare rațională.

BCU IAȘI CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

2) este de dorit folosirea redusă a pompării tulburelii și în special a spumelor;

2) schema trebuie să prezinte siguranță în exploatare;

4) debitul de tulbureală ce intră în cameră nu trebuie să depășească productivitatea acesteia.

Unele exemple de compunere a schemelor de flotație se prezintă în figurile 15.9, 15.10 și 15.11.

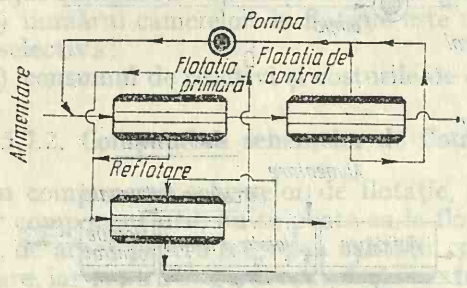


Fig. 15.11. Repartizarea operațiilor de flotație în circuit cu mașini de flotație pneumatice.

În figura 15.9 este prezentată o schemă simplă de flotație ce cuprinde flotațiile primară, de control și reflotarea, ce trebuie să se desfășoare într-un număr de zece camere de flotație mecanice, repartizate astfel: cinci pentru flotația primară, trei pentru cea de reflotare și două pentru cea de control. Constructiv camerele permit curgerea tulburelii de la stînga la dreapta. În figura 15.9, *b* se prezintă o repartizare nerațională a operațiilor, deoarece pentru transportul produsului camerei de reflotare se cere pompă. Rațională este repartizarea din figura 15.9, *c* cînd se elimină pomparea.

În cazul schemelor cu mai multe reflotări (fig. 15.10) necesitatea folosirii curgerii libere a produselor intermediare dintr-o cameră în alta apare și mai pregnant.

La folosirea mașinilor pneumatice, compunerea unor scheme mai complexe este mai dificilă, deoarece aceste mașini de tip cuvă nu sînt împărțite în camere și nu pot adsorbi produsele intermediare. La asemenea celule, așa cum rezultă din figura 15.11, chiar în cazul repartizării raționale pompele nu pot fi evitate.

BCU IAȘI / CENTRUL DE PSIHOLOGIE LIBRARY

BIBLIOGRAFIE

1. DOBRESCU, L. Preparabilitatea substanțelor minerale utile. Editura Academiei R. S. R., București, 1978.
2. GLEMBOTCHII, V. A. KLASSEN, V. I. Flotația. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1973.
3. SEBRA, F. Ion Flotation. Amsterdam — London — New York, 1962.
4. GAUDIN A. M., Flotation. Mc, Graw Hill Book Company Inc., New York, Toronto, London, 1957.
5. TILENSCHI, S. Chimie Coloidală. Editura Tehnică, București, 1964.
6. KARMAZIN, V, I. SERGO, E. E. JENDRINSCHI A. P. Proțessî i maşinî dlia obogaşcenia poleznih iscopaemîh. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1974.
7. REBINDER, P. A. Izbrannîe trudî. Poverhnostnîe iavlenia v dispersnih sistemah. Kolloidnaia himia. Izdatelstvo Nauka. Moskva, 1978.
8. BORISOV, V. M. Metod fizico-himiceskoi oțenki vzaimodeistvia reaghentov s poverhnostiu minearalnîh zeren pri flotații. Himicescaia promîşlennosti No. 6, 1954.
9. EIGELES, M. A. Osnovî flotații nesuflidnih mineralov. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1964.
10. BOGDANOV, O. S., PODNEK, A. K. ș. a., Voprosî teorii i tehnologhii flotații. Trudî instituta Mehanobr, vipusc 124, Leningrad, 1959.
11. MITROFANOV, S. I. Selectivnaia flotația. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1967.
12. EMELIANOV, D. S. Flotația uglia. Ugletehizdat, Moskva, 1956.
13. * * * Spravocinik po obogaşceniu rud tom vtoroi, ciasti pervaia osnovnîe proțessî. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1974.
14. PRASAD, M. S. RAO, S. R. Studies on mixed collectors with special reference to xanthatetildixantogen system. Al X-lea Congres internațional de preparare, Praga, 1970.
15. ILIE, P., SINKO I., ALMASI L., HANTZ, A. Procedeu de preparare a sărururilor de amoniu ale O. O.-dialchilesterilor acidului ditiofosforic. Brevet R. S. România 58577 din 26.04. 1971.
16. ILIE, P. Reactivii de flotație în practica preparării minereurilor. M. M. P. G., ODPT, București, 1973.
17. ILIE, P. Acțiunea oleatului de sodiu asupra unor minerale ale metalelor rare. Academia R.S.R. Studii și cercetării de metalurgie, nr. 2, 1967.
18. ILIE, P., HRAPUNOVA, A, GURAN, M. Utilizarea acizilor grași sintetici fracție C_7—C_9 la flotarea ilmenitului din titanomagnetite. Revista Minelor nr. 12, 1969.
19. POLKIN, S. I., Obogascenie rud i rossîpei redchih metallov. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1967
20. RAZUMOV, K. A. Lecții po flotații. Leningrad, 1968.
21. * * * Manualul inginerului de mine, vol. VI. Editura Tehnică, București, 1956.
22. EIGELES, M. A. Reaghentî reguliatorî vo flotaționnom proțesse. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1977.
23. POLKIN, S. I. ILIE P. ș. a. K mehanismu selectivnoi desorbții oleata natria a poverhnosti pirohlora, țircona i monazita. Sbornic Flotaționnîe svoistva mineralov redchih metallov. Academia Nauk S.S.S.R., Izdatelstvo Nauka, Moskva, 1965.
24. KAKOVSCHI I. A., K teoriu deistvia țianidov pri flotații. Trudî II naucino-tehnicescoi sesii instituta Mehanobr Metallurgizdat, Moskva, 1952.
25. KLASSEN V. I., MOKROUSOV V. A., Vvedenie v teoriu flotații. Gosgortehizdat, Moskva, 1959.
26. ZAHVATKIN, V. K. Ob efectivnosti pnevmomehaniceschih flotationnih maşin. Tvernie metallî nr. 2, 1970.
27. * * * Novîe flotationnîe maşinî za rubejom. Tvetmetinformația, Moskva, 1975.
28. ARBITER N., and STEININGER, I. Hidrodinamique de Machines de Flotation. 6-th Congres International de la Preparation des Minerais, Cannes, 1962.

29. RUNDKVIST, V. A. Hidrodinamica mehaniceschih flotationnih maşin. Obogaşcenie rud nr. 1, 1964.
30. IATENKO, N. N. Tirculiaţia pulpî cerez otverstvia v impelernom dische — puti povîşenia effectivnosti rabotî mehanicescoi flotationnoi maşinî. Tvetnîe metallî nr. 7, 1970.
31. * * * Krupnogabaritnîe flotationnîe camerî. Informaţia express seria prepararea substanţelor minerale utile nr. 22, 1970.
32. MESCERIACOV, N. F. Flotationnîe maşinî. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1972,
33. CIORNIH S. I. O cozdanii bolşeobiomnîh flotationnîh maşin pnevmaticescogo tipa. Tvetnîe metallî nr. 12, 1979
34. CIORNIH, S. I. O pnevmaticescoi flotomasine colonogo tipa (obiom camer 10; 40 m^3). Tvetnie metallîi nr. 8, 1976.
35. KLEBANOV, O. B. L. Ia. SUBOV, N. K. SCEGLOVA. Spravocinic tehnologia po obogaşceniu ţvetnîh metallov. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1974.
36. ILIE, P. Scheme şi regimuri de preparare a minereurilor. M. M. P. G., ODPT, Bucureşti, 1974.
37. TAGGART, A. F., Spravocinic po obogaşceniu polezniîh iscopaemîh. Metallurgizdat, Moskva, 1952.
38. ILIE, P. Regimuri de preparare a substanţelor minerale utile. Editura Tehnică, Bucureşti 1978.
39. DUDENKOV, S. V. SUBOV L. Ia. Obogaceşnie rud ţvetnîh i redchih metallov. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1976.
40. * * * Trudî V. naucino tehnicescoi sesii instituta Mehanobr. Tom I, Leningrad, 1967.
41. KUZKIN S. F., GOLMAN, A. M. Flotaţia ionov i molecul. Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1971.
42. MOROZOV, A. F., KONISCINA, G. I., ş. a., Izvlecenie mineralnîh ciastiţ razlicinogo veşcestvennogo sostava iz promîşlennîh rastvorov obogatitelnoi fabriki electrohimiceschim metodom. V sbornike „Vescestvennii sostav i obogatimosti mineralnogo sîria". Izdatelstvo Nauka,Mokva, 1978.

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Au apărut

Lazăr Pavelescu și Ion Ene. Mineralogia și geologia substanțelor radioactive

Aurelian Simionescu și Ion Dijmărescu. Organizarea și conducerea activităților miniere

Sabin Tat, Mihai Zaporojan și Klaus Fissgus. Explozivi și tehnica împușcării în industrie

Vor apărea

Ion Berbeleac. Zăcăminte de aur

Aron Popa (coordonator) ș. a. Manualul inginerului de mine, vol. II

Gheorghe Dincă, Romulus Catilina și Teodor Burtic. Protecția contra radiațiilor nucleare la cercetarea, extracția și prelucrarea substanțelor minerale

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

POPA ARON (COORDONATOR) Ş.A. Manualul inginerului de mine, vol II.

Acest al II-lea volum al Manualului inginerului de mine cuprinde următoarele secţiuni :

X. Prospecţiunea (geologică, geofizică, geochimică) ; XI. Explorarea zăcămintelor de substanţe minerale utile (prin lucrări miniere, foraje şi combinat) ; XII. Probarea zăcămintelor de substanţe minerale utile ; XIII. Carotajul geofizic ; XIV. Evaluarea rezervelor zăcămintelor de substanţe minerale utile ; XV. Topografie minieră şi fotogrammetrie terestră ; XVI. Mecanica rocilor.

Se adresează cadrelor tehnice (ingineri, geologi, subingineri, tehnicieni, maiştri) care activează în domeniile cercetării geologice (prospecţiuni şi explorări), exploatării şi preparării substanţelor minerale utile solide, constituind totodată un material ajutător pentru studenţii facultăţilor de mine şi geologie.

Universitatea Al. I. Cuza Iaşi
Biblioteca de Geologie-Geografie
Cota veche
Preţul
43,00

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Redactor: ing. Filomenos Savin
Tehnoredactor: Maria Trăsnea
Coperta Teodor Popa

Bun de tipar 2.09. 1985
Coli de tipar 28.50
C. Z. 548|549:622.7

c. 159 I. P. Informația
str. Brezoianu, nr. 23—25
București

BCU IASI / CENTRAL UNIVERSITY LIBRARY

Lei 43